

# UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA



## “ESTANDARES DE PRODUCCION EN LA MINA SELENE - EXPLORADOR”

*INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL*  
PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE  
INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR  
JORGE ROMAN SANDOVAL

LIMA – PERU  
2010

***Dedicatoria:***

***A la memoria de mis padres Josefa y Saturnino.***

***Agradecimiento:***

*A mi Alma Mater Universidad Nacional de Ingeniería que hizo de mi, una persona para ser útil a la sociedad a través de mis profesores.*

*A mi esposa Nancy e hijos Lizbeth y Rody, por el incondicional apoyo en la ejecución de este informe de Competencia Profesional.*

## TABLA DE CONTENIDO

**Dedicatoria**

**Agradecimientos**

**Resumen**

### **CAPITULO I**

<b>1.0 GENERALIDADES</b>	<b>Pág.</b>
1.1 Introducción	1
1.2 Ubicación y accesos	2
1.3 Reseña histórica, misión y visión	3
1.4 Clima, recurso hídrico, energía eléctrica	6
1.5 Flora, fauna y ambiente socioeconómico	7

### **CAPITULO II**

2.0 GEOLOGIA	10
2.1 Geología general	10
2.2 Geología regional	10
2.3 Geología local	12
2.4 Mineralización	13
2.5 Geología económica	15
2.6 Reservas	17

**CAPITULO III**

3.0	OPERACIONES MINERAS	18
3.1	Preparación y Desarrollo	18
3.2	Operación y método de Explotación	21
3.3	Perforación y voladura	24
3.4	Infraestructura	25

**CAPITULO IV**

4.0	METALURGIA	31
4.1	Chancado y molienda	31
4.2	Flotación y espesamiento	35

**CAPITULO V**

5.0	ESTANDARES DE PRODUCCION	42
5.1	Generalidades	42
5.2	Cálculo de estándares	45
5.3	Cálculo de parámetros de perforación y voladura	65
5.4	Análisis de costo de operación	69
5.5	Seguridad y plan de emergencias	79

**CAPITULO VI**

6.0	CONCLUSIONES	85
-----	--------------	----

**CAPITULO VII**

7.0	RECOMENDACIONES	87
-----	-----------------	----

**CAPITULO VIII**

8.0	BIBLIOGRAFIA	89
-----	--------------	----

**CAPITULO IX**

9.0	ANEXOS	
-----	--------	--

## RESUMEN

El distrito minero de Selene está a una altitud que varía entre 4,500 y 4900 m.s.n.m., en el Distrito de Cotaruse, Provincia de Aymaraes, Departamento de Apurímac. La superficie es escarpada con variaciones grandes de altitud que en algunos casos alcanza hasta 5200 m.s.n.m. Su geomorfología es típica de un modelado glaciar, con quebradas profundas de fuerte acción erosiva, son notables las evidencias de acción glaciar como estrías de abrasión de rocas de valle en “U”, morrenas de todo tipo y campos de nieve.

El distrito minero Selene está ubicado en la parte norte del cinturón volcánico del sur del Perú, el cual concentra una gran cantidad de vetas epitermales Ag. – Au. de baja sulfuración, que incluye entre otras Orcopampa, Shila, Arcata, Caylloma, Ares y San Juan de Lucanas. Todo el sistema epitermal de vetas está compuesto por estructuras de cuarzo (>95%) con típica textura de relleno de espacios abiertos, tabulares, y con contactos bien definidos alojadas en flujos andesíticos y aglomerados. La roca caja está argilizada y silicificada, conforme se distancia de la veta se presenta un halo de cloritización a medida que uno se aleja de las vetas. Los 50 metros de veta cercanos a superficie se encuentran mayormente oxidados con limonitas que impregnan y rellenan las fracturas presentes. La mineralización de plata está constituida principalmente

de acantita, polibasita-pirargirita, freiergita en microvenillas y pequeñas concentraciones en el cuarzo crustiforme y en forma diseminada en el cuarzo blanquecino.

La operación de explotación está orientada a la extracción de mineral por métodos indirectos de arranque, es decir utilizando los explosivos para el rompimiento de la veta, para luego realizar el transporte de este mineral roto en varias etapas desde el tajo de producción hasta la planta de tratamiento. En cuanto a la voladura, todas las labores de avance tienen en común la utilización de explosivos para la rotura. Se utiliza dinamita SEMEXSA de 65% de 7/8" x 7" y dinamita SEMEXSA de 80%.

En el capítulo IV se describe los circuitos de tratamiento a los cuales es sometido el mineral arrancado producto de las operaciones de minado, para extraer únicamente la parte valiosa del mineral (Au, Ag.) en forma de concentrado que es el producto final de la planta concentradora.

Para el cálculo de los estándares, la siguiente secuencia de cálculos fue determinada teniendo en cuenta las características de la labor y la toma constante de datos in situ, para así extraer los promedios, de tal manera consideramos que son confiables para realizar el planeamiento mensual de operaciones tanto en avances lineales como en la producción de mineral.



## **CAPITULO I**

### **1.0 GENERALIDADES**

#### **1.1 INTRODUCCION**

El distrito minero de Selene es un conjunto de vetas epitermales de Ag y Au con baja sulfuración. Las más importantes son: Huachuhuilca, Parcachata, Selene y Explorador; el cual es objeto del presente informe de Competencia Profesional.

El presente trabajo reporta el Costo Unitario Operativo en la mina Selene-Explorador, correspondiente al mes de diciembre de 2004 que alcanzó a 72.66 US \$/TM, el mismo que está por encima del Costo Unitario Operativo presupuestado para el mismo mes que es de 45.43 US \$/TM, el cual resulta con un incremento del 59.94 % respecto al presupuestado.

En el área de mina, para el mes de diciembre de 2004 se había presupuestado un Costo Unitario de 26.43 \$/TM y se obtuvo un Costo Unitario real de 33.78 \$/TM, teniendo una desviación del 27.81 % con respecto al presupuesto; y es aquí donde se decide realizar un estudio de estándares de producción que nos lleve a obtener información para realizar ajustes, mejorar el control de los costos de operación, minimizar los tiempos perdidos u otros durante la operación minera, como también mejorar la productividad en Selene-Explorador.

## 1.2 Ubicación y accesos

El distrito minero de Selene está ubicado a 14°38' de latitud Sur y 73°08' de Longitud Este, a una altitud que varía entre 4,500 y 4900 m.s.n.m., en el Distrito de Cotaruse, Provincia de Aymaraes, Departamento de Apurímac (Fig. 1.1).

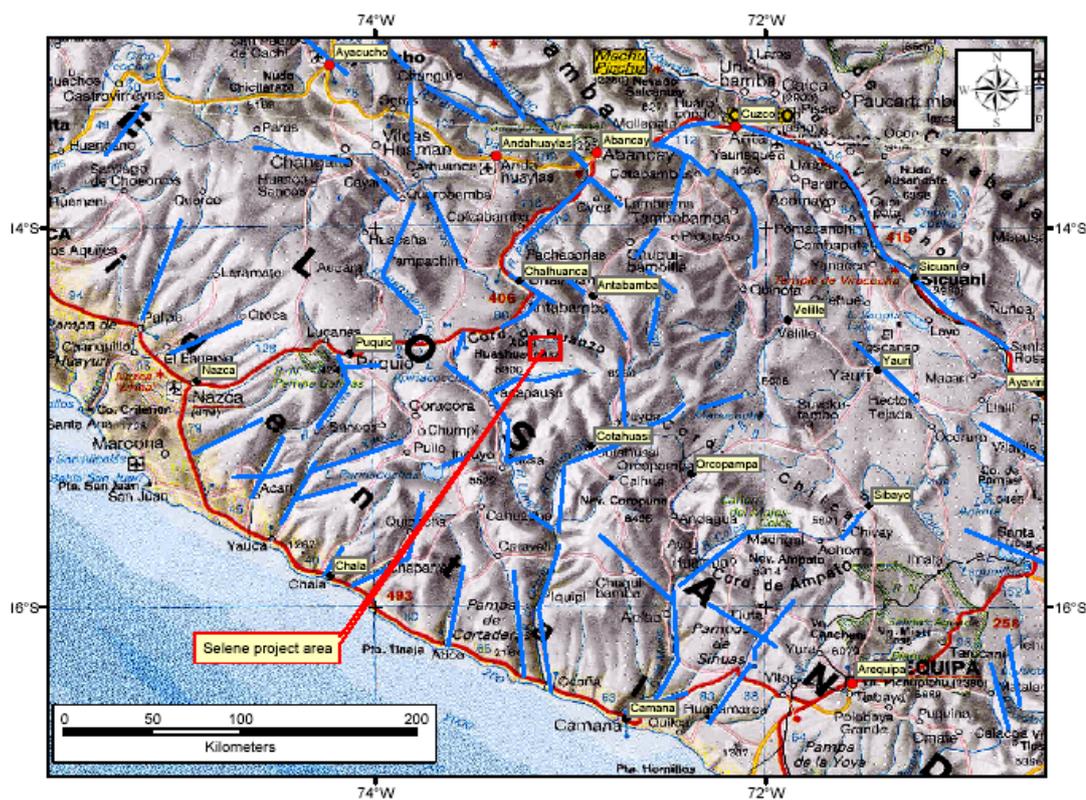


Fig. N° 1.1: Ubicación Geográfica del Asiento minero Selene-Explorador

El acceso desde Arequipa es por la ruta siguiente:

<u>Tramo</u>	<u>Distancia (Km)</u>	<u>Hrs.</u>	<u>Estado de la Vía</u>
Arequipa-Nazca	710	9.0	Asfaltado
Nazca - Puquio	160	3.0	Asfaltado
Puquio – Iscahuaca	152	2.0	Asfaltado
Iscahuaca - Explorador	50	2.0	Trocha carrozable
	1,072 Km	16 Hrs.	

Es accesible desde la ciudad de Lima por la siguiente ruta:

<u>Tramo</u>	<u>Distancia (Km)</u>	<u>Hrs.</u>	<u>Estado de la Vía</u>
Lima-Nazca	460	5.0	Asfaltado
Nazca-Puquio	160	3.0	Asfaltado
Puquio-Iscahuaca	152	2.0	Asfaltado
Iscahuaca - Explorador	50	2.0	Trocha carrozable
	822 Km	12 Hrs.	

### **1.3 Reseña histórica, misión y visión**

Los trabajos se iniciaron en el año 1970, guiados por evidencias de labores españolas cerca de la veta Tumiri. Entre 1973 y 1990 se trabajó esta veta por minerales de Ag, cerrándola por problemas sociales y se suma la caída del precio de la plata.

En 1984 Hochschild realizó campañas de exploración y descubrió vetas con alto contenido de Au, como las vetas Doris (Selene Antiguo) y Huachuhuilca aprox. a 5 y 7 km. al NW de la veta Tumiri.

En 1985 se suspende las exploraciones en la zona y se reanuda en 1994.

En 1995 se forma la CIA. Minera Selene para explotar la Veta Doris (Selene), llegándose a extraer 60,000 TM de mineral con 20 Au g/t.

En los años 1998 se hizo una campaña de exploración en el área de Explorador definiéndose recursos en la veta del mismo nombre, así como en Huachuivilca con resultados Positivos.

Entre el 2000 y 2002 se explotó 15,000 TM de mineral con 60 Au g/t en el clavo mineralizado de la veta Huachuivilca.

Finalmente en octubre del 2003 se inicia la explotación de la veta Explorador con 350 TM/día, en el año 2005 se explota 750 TM/día y se tiene programado para Julio del 2007 la ampliación de la planta a 2,000 TM/día.



Figura 1.2: Vista panorámica de la mina

## VISIÓN

*"Ser líderes del mercado en retorno financiero para los accionistas, ambiente de trabajo y seguridad"*

## MISIÓN

*"Somos una compañía minera de metales preciosos enfocada en operaciones subterráneas principalmente en las Américas, que trabaja con excelencia, responsabilidad social y con los más altos estándares de seguridad y cuidado del ambiente, logrando alta rentabilidad, crecimiento sostenido y creando valor para los accionistas"*

#### **1.4 Clima, recurso hídrico, energía eléctrica**

El clima es frío y lluvioso en los meses de Octubre a Marzo, seco y frío durante el resto del año, con nevadas regulares con mayor frecuencia a mediados de año. Las variaciones de temperatura oscilan entre  $-10^{\circ}\text{C}$  y  $15^{\circ}\text{C}$  durante el año.

La superficie es escarpada con variaciones grandes de altitud que en algunos casos alcanza hasta 5200 m.s.n.m. Su geomorfología es típica de un modelado glaciar, con quebradas profundas de fuerte acción erosiva, son notables las evidencias de acción glaciar como estrías de abrasión de rocas de valle en "U", morrenas de todo tipo y campos de nieve.

El mayor centro de población más cercano a Selene es Iscahuaca, a unos 45 kilómetros al noroeste, con una población de aproximadamente 500 personas, sus instalaciones son muy limitadas.

Existen recursos hídricos aprovechables principalmente del río Palca y Huinchuyo, además de lagunas circundantes. El drenaje es preponderantemente dendrítico y pertenece a la Cuenca Hidrográfica Amazónica.

Inicialmente toda la energía era proporcionada por cinco grupos generadores de energía eléctrica, pero desde octubre del 2003, fecha en

que comenzaron las operaciones, unidad Explorador está interconectado a la red de energía que provee el estado.

El consumo de energía en el mes de marzo del 2005 fue la siguiente:

**Cuadro N° 01**  
**Consumo Energía Marzo**

	<b>UNIDAD</b>	<b>MARZO</b>	<b>ACUMULADO 2005</b>
Térmica Selene-Explorador	KWH	289,334	1,329,859
Electro Sur Este	KWH	1,052,805	2,580,236
<b>TOTAL</b>		<b>1,342,139</b>	<b>3,910,095</b>

**Cuadro N° 02**  
**Distribución de Energía**

	<b>UNIDAD</b>	<b>MARZO</b>	<b>ACUMULADO 2005</b>
Mina	KWH	508,112	1,493,782
Planta	KWH	645,616	1,908,372
Servicios Generales	KWH	188,411	507,941
<b>TOTAL</b>		<b>1,342,139</b>	<b>3,910,095</b>

### 1.5 Flora, fauna y ambiente socioeconómico

#### Flora

La flora de la zona es diversa, habiéndose registrado un total de cuarenta especies vegetales dentro de treinta y cuatro géneros y diecinueve familias.

Las especies que sobre salen por su uso y como indicadoras de alguna característica típica en la vegetación del lugar son: el ichu, tola, yareta y algunos arbustos de queñua.

### **Fauna**

Básicamente el asentamiento poblado del campamento minero de la Compañía Minera Ares S.A.C. (Unidad Operativa Selene-Explorador) tiene como principales representantes del género animal a las vizcachas, ratones y ratas propias de la zona, también es notoria la presencia de aves como: águilas, Chihuancos, tórtolas, cernícalos y algunos camélidos como llamas.

### **Ambiente Socioeconómico**

La operación minera se realiza respetando las condiciones sociales y ambientales de su entorno, propiciando las relaciones de colaboración, con personas e instituciones del área de influencia, promoviendo así un desarrollo sostenido.

En cuanto al desarrollo entre las Comunidades de Pampamarca, Huayunca y CIA. Minera Ares S.A.C., esta última ha tomado la decisión de generar empleo mediante la creación de una escuela de minería en la zona de Selene donde las personas de la comunidad interesadas en conseguir un puesto de trabajo en la empresa lo pueden lograr estudiando cursos técnicos como perforación, voladura, asuntos ambientales, etc.

Tras haber llegado a dicho acuerdo en forma voluntaria, es que la minera se comprometió ha llevar a cabo este programa de entrenamiento para los futuros mineros de la unidad.

## **CAPITULO II**

### **2.0 GEOLOGIA**

#### **2.1 Geología general**

El distrito minero Selene está ubicado en la parte norte del cinturón volcánico del sur del Perú, el cual concentra una gran cantidad de vetas epitermales Ag. – Au. (Con cierta cantidad de metales básicos) de baja sulfuración, que incluye entre otras Orcopampa, Shila, Arcata, Caylloma, Ares y San Juan de Lucanas.

La formación Aniso, se encuentra conformada por rocas volcánicas argilizadas y silicificadas, sobre ella se han depositado tufos y lavas de composición andesítica de la formación Saycata y depósitos cuaternarios.

Infrayacendo sobre la formación Aniso, se puede hallar una serie de diques andesíticos.

#### **2.2 Geología regional**

La geología regional se caracteriza por rocas volcánicas de la Formación Aniso de la etapa media a superior del Mioceno.

La Formación Aniso es una unidad estratigráfica local descrita como una secuencia de rocas vulcano-sedimentarias de composición andesítica. Las capas re-trabajadas, arenosas a conglomeradas están intercaladas por tufos finamente estratificados y flujos de lava (Dávila 1991).

La Formación Aniso sigue la Formación Tacaza piroclástica (Mioceno inferior) y la Formación Alpabamba (Mioceno medio) tobácea riolítica a dacítica. En la parte superior, la Formación Aniso se encuentra continuada por flujos de lava basalto-andesíticos del Saycata y por los tufos riolíticos a dacíticos de la Formación Sencca. Los complejos estratovolcánicos jóvenes de flujos de lava andesíticos construidos en la cima de la Puna, corresponden a la Formación Barosso del Pleistoceno.

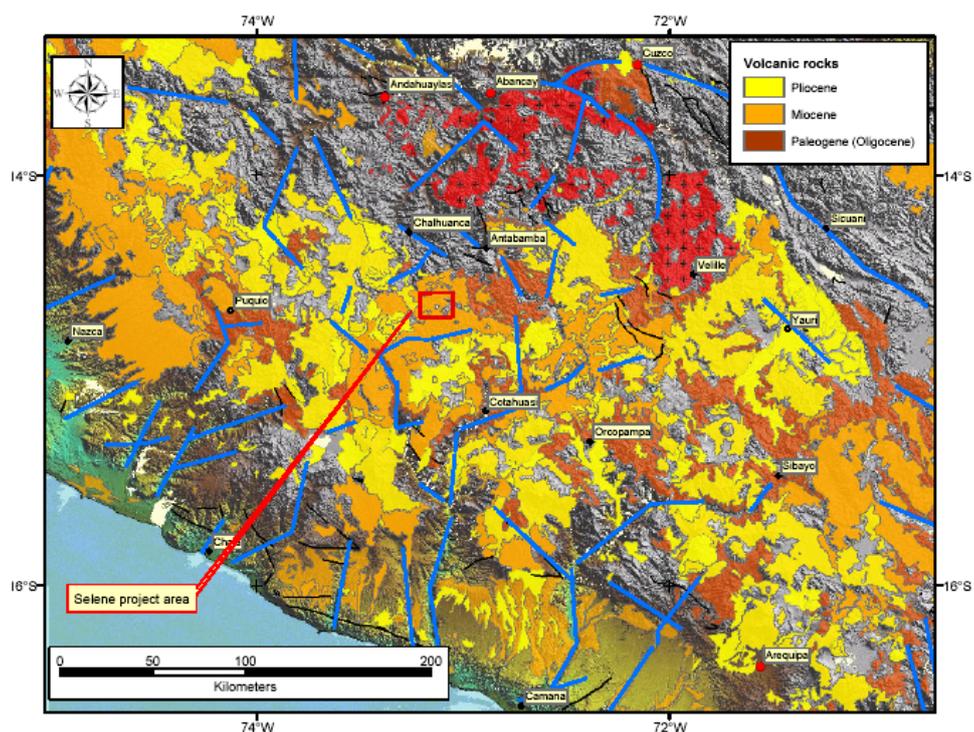


Figura 2.1: Mapa geológico de las rocas volcánicas del Paleógeno y Neógeno del arco magmático de los Andes del suroeste. El distrito Selene se encuentra situado en las rocas volcánicas del Mioceno.

### 2.3 Geología local

Las rocas volcánicas están formadas por flujos andesíticos y aglomerados, tufos riolíticos y domos. Existen dos tendencias estructurales principales: una con rumbo N 80° E y otra S 75-80° E.

Las rocas han sido alteradas severamente, en su composición muestran mineralización variada. Las más importantes son (de norte a sur):

a.- Huachuivilca: Au-Ag contiene estructuras silíceas y brechas delimitadas por cuarzo-caolinita o alunita en rocas alteradas, puntualmente series de vetas de alta ley (>100 g/t Au).

b.- Selene: vetas angostas (generalmente <10 cm de potencia) de cuarzo y pirita con alto contenido de Au y Ag. (aprox.) 30 g/t Au). La veta principal tiene aproximadamente 150 x 150 m. Las cajas son argilizadas, con zonas pirofílicas.

c.-Parcachata: es un cuerpo epitermal de alta sulfuración con anomalías (sub-económicas) bajas de Au-Ag. Consiste de un domo riolítico alterado de cuarzo-alunita de 800 x 400 m, con sistemas de vetas angostas (<10 cm de espesor) y erráticas y series de vetas de alunitas de grano grueso.

d.- Explorador: es un sistema de vetas de Ag-Au. epitermales de baja sulfuración. Por ser objeto de este estudio, será descrito en mayor detalle más adelante.

## **2.4 Mineralización**

Todo el sistema epitermal de vetas está compuesto por estructuras de cuarzo (>95%) con típica textura de relleno de espacios abiertos, tabulares, y con contactos bien definidos alojadas en flujos andesíticos y aglomerados. La roca caja está argilizada y silicificada, conforme se distancia de la veta se presenta un halo de cloritización a medida que uno se aleja de las vetas. Los

50 metros de veta cercanos a superficie se encuentran mayormente oxidados con limonitas que impregnan y rellenan las fracturas presentes.

El sistema de vetas de Explorador está compuesto por dos vetas principales, el sistema de vetas de Explorador propiamente dicho y el sistema de vetas de Tumiri, existen cercanos a este sistema de baja sulfuración, sistemas de alta sulfuración en las zonas de Huachuivilca, Selene y Parcachata.

### **Explorador**

Desde el punto de vista geoeconómico la veta explorador es la principal de este sistema epitermal, tiene una longitud de alrededor de 1,500 m con una potencia promedio de 1.3 m (puntualmente ensancha hasta 4 m) y una profundización de la mineralización reconocida por taladros diamantinos hasta los 200 mts. Su orientación es de N 50° E y un buzamiento predominante de 82° NW (en algunos tramos inflexiona de un lado a otro), presenta fallamientos post-mineral con pequeños desplazamientos normales y sinestrales con rumbo N35°W.

La estructura es un relleno de cuarzo en casi la totalidad de la fractura, donde se observan diferentes texturas: crustiforme, coloforme, lamelar, Siendo la principal la crustiforme, que en su bandeamiento de zonas delgadas de cuarzo gris y tramos calcedónicos.

La mineralización de plata está constituida principalmente de acantita, polibasita-pirargirita, freibergita en microvenillas y pequeñas concentraciones en el cuarzo crustiforme y en forma diseminada en el cuarzo blanquecino.

Los minerales ganga que acompañan a la mineralización son: Cuarzo, pirita, limonitas, hematitas, marcasita, calcopirita y trazas de adularia cristalizada.

## **2.5 Geología económica**

Comprende el sector del proyecto, donde ubicamos la veta Explorador-Tumiri, la laguna Aycha, el Cerro Parcachata y toda una serie de estructuras de cuarzo que se orientan según el rumbo general N 65°-80° E.

La Formación Aniso conformada por rocas volcánico-sedimentarias argilizadas y silicificadas es la más extendida. Sobre ella se han depositado tufos y lavas de composición andesítica a riodacítica de la Formación Saycata y depósitos cuaternarios.

Intruyendo a la Formación Aniso se puede hallar una serie de diques andesíticos y dacíticos de orientación N65-80°E.

El Cerro Huararani es un domo de riolita en el cual se puede apreciar perfectamente los flujos de la roca distribuidos en forma semicircular. Está afectado por alteración argílica en algunos sectores y silicificación en otros, presentando también venas y venillas de calcedonia, jaspe y cuarzo.

Parcachata (con dimensiones de 1,5 Km x 1,5 Km) es un cuerpo de riolita a manera de stock con dos sistemas de diaclasamiento (NE y NW). Se encuentra emplazado prácticamente en la parte central de la franja de alteración-mineralización y ha producido deformación en algunas vetas. Alberga algunas estructuras de cuarzo-pirita.

Otra intrusión notable de riolita subvolcánica es el Cerro Jatun Anillo el cual está surcado por algunas estructuras mineralizadas.

Normalmente la alteración del área es una aureola de argilización seguida por silicificación a veces intensa de la roca de caja, dentro de la cual se han emplazado las vetas. Esta silicificación ha borrado casi toda huella de la roca, notándose muy esporádicamente la textura original. Geométricamente los halos de alteración se extienden hacia afuera de las estructuras o cuerpos.

Entre el Cerro Parcachata y el Cerro Pillone existe una estructura de orientación N-S a N10°W de aproximadamente 8 m de ancho y 500 de longitud que presenta un bandeamiento típico de cuarzo alunita (5 m) y sílice porosa con limonitas (3 m), y está bordeada por volcánicos argilizados.

Los estudios petro-mineralógicos realizados indican la presencia de cuarzo-alunita en brechas silicificadas, acompañado de minerales opacos que rellenan intersticios.

## 2.6 Reservas

**Cuadro N°3: Resumen de Reservas Geológicas (a Marzo del 2005)**

	TM	Ancho (m)	Au (g/TM)	Ag. (g/TM)
<b>PROBADAS</b>	787,317	1.85	3.60	410.00
<b>PROBABLES</b>	75,655	1.95	4.03	585.70
<b>INFERIDAS</b>	297,888	1.48	2.40	443.95

Las reservas de mineral a 2008, son 668,466 toneladas con leyes de 1.42 de Au (g/TM) y 211.19 de Ag (g/TM).

**Cuadro N° 4: Producción Obtenida durante el año 2008**

Mes	TMS	Gr. Ag. (Promedio)	Gr. Au. (Promedio)
Enero	24,951	205.22	1.42
Febrero	29,171	219.19	1.30
Marzo	33,276	220.60	1.42
Abril	25,370	232.79	1.63
Mayo	26,751	208.01	1.67
Junio	28,957	200.20	1.31
Julio	28,712	202.09	1.31
Agosto	23,139	206.40	1.33
Septiembre	26,947	213.04	1.39
Octubre	24,462	194.39	1.32
Noviembre	17,418	216.39	1.41
Diciembre	21,600	216.00	1.49
<b>Total</b>	<b>310,752</b>	<b>211.19</b>	<b>1.42</b>

### **CAPITULO III**

#### **3.0 OPERACIONES MINERAS**

##### **3.1 Preparación y Desarrollo**

La preparación se realiza teniendo en cuenta los siguientes objetivos:

- a) Una buena concepción y una ejecución correcta.

Estos trabajos son la condición de éxito del conjunto de la explotación.

- b) Los costos de esta fase de trabajos tienen considerable incidencia en los costos totales.

El costo del mineral extraído de preparaciones es más alto que el de explotación de los tajeos, la relación es en el orden de 3 á 1. Un factor del costo total ponderado es la relación que existe entre los tonelajes producidos en preparación y explotación.

En vetas angostas la relación del tonelaje de preparaciones respecto al tonelaje total se eleva a 15. Esta proporción es pequeña en filones potentes,

pero, en este último caso, los trabajos en el más del 20 del total efectuado en los trabajos preparatorios.

Las posibles disposiciones en el trazado de las galerías de base son:

- a) Una sola galería sobre veta.
- b) Una paralela fuera de veta y sus cruceros.
- c) Una paralela y otra auxiliar en el mineral.

El desarrollo consiste en:

1. Se desarrolla una galería de transporte a lo largo del yacimiento en un nivel principal.
2. Chimeneas y caminos deben ser construidos a una distancia requerida según el diseño o planeamiento de desarrollo y/o explotación. Normalmente se realizan 2 caminos, uno a cada extremo del tajo y en el centro una chimenea que sirve a la vez de relleno y de ventilación
3. El área del tajeo debe estar de 2.5 a 3 m. sobre la galería de transporte.

4. Las chimeneas para ventilación y transporte de relleno debe ser construidas del nivel inferior al nivel superior.

El desarrollo en toda mina es mediante galerías y chimeneas sobre veta que tiene como objetivo, por una parte, verificar las reservas basándose en la continuidad, accesibilidad y valores de mineralización, y por otra parte, delimitar el yacimiento en unidades mínimas de explotación llamados tajos.

### **Galerías**

Son excavaciones horizontales sobre veta que generalmente no se puede definir su dirección puesto que estas sirven para determinar la continuidad de la mineralización.

### **Chimeneas**

Son excavaciones verticales sobre veta, estas se llevan en la caja piso, pero tiene la desventaja de que en ocasiones se desvían del verdadero rumbo de la veta. Estas chimeneas son de doble y triple compartimiento, una de ellas para el camino y el otro para la caída de carga disparada en el tope y que va directamente hacia el buzón.

La excavación normal de una chimenea en dos etapas: la primera es el avance lineal vertical con puntales de avance hasta un estándar de 11 m de

altura, mientras que la segunda etapa consiste en el armado del doble o triple compartimiento.

### **3.2 Operación y método de Explotación**

La operación de explotación está orientada a la extracción de mineral por métodos indirectos de arranque, es decir utilizando los explosivos para el rompimiento de la veta, para luego realizar el transporte de este mineral roto en varias etapas desde el tajo de producción hasta la planta de tratamiento.

En Selene-Explorador la operación de transporte de mineral se realiza en dos etapas, la primera consiste en shutear de los buzones a los carros mineros (esto en los tajos en que se encuentran todavía en explotación convencional) o mediante equipos scooptram evacuar el mineral de los tajeos por gravedad hasta una tolva neumática que se encuentra en un nivel inferior, en ambos casos el mineral llega a esta tolva neumática por medio de los Ore Pass. La segunda etapa consiste en el transporte del mineral mediante volquetes VOLVO NL 12 de 20 toneladas de capacidad hacia superficie.

#### **Método de Explotación**

El ingeniero de minas se encuentra a menudo ante el problema de tener que elegir un método de explotación adecuado a las condiciones que se le

presentan o de hacer una crítica al ya elegido. Normalmente debe realizar dicha selección entre dos o varios métodos de explotación o también entre dos variables de uno determinado.

En algunos casos, sólo son decisivas una o dos circunstancias para la elección; entonces no es necesario tener en cuenta ninguna otra, no obstante, siempre es bueno confeccionar una tabla en la que se ordenen todos los factores que entran a consideración. A continuación se describen todas las ventajas e inconvenientes, pero, dejando al margen todo aquello que no es decisivo, a lo que sea común a todas las posibilidades, ya que esto tampoco tiene importancia alguna para la elección del método de explotación.

La mayoría de los factores determinantes que intervienen en la elección del método de explotación están más o menos relacionados entre sí, ejerciendo una influencia recíproca. Así, por ejemplo, en cada forma de laboreo, la anchura de explotación es de importancia para el seguro dominio de las presiones, la clase de fortificación a emplear y las posibilidades de utilización de máquinas. Pero, a su vez las máquinas influyen sobre la velocidad del avance de explotación, y por consiguiente sobre la fortificación, así como sobre el rendimiento de la extracción. Un tajeo más ancho hace posible también un tránsito más fácil y un trabajo más cómodo, especialmente cuando él tajeo no es excesivamente largo. También resulta posible una

ventilación mayor. En cambio, la corriente de aire se expande al encontrar un ancho mayor, con lo que su velocidad disminuye, y con ella su efecto refrigerante.

El orden en que deben considerarse los distintos factores varía también según los lugares.

Existen minas sin dificultad para la ventilación, en este caso, la situación se plantea con menor dificultad, siendo por consiguiente de importancia secundaria, y solo es necesario tratar de ella al final. Por el contrario hay minas donde la ventilación es muy importante, como ocurre, por ejemplo; cuando existe fuerte desprendimiento de metano, con carbones fácilmente inflamables, en minas con considerable formación de polvo, o cuando es sumamente grande el peligro de la silicosis.

Existen yacimientos con mineral muy firme y cajas seguras, en los que la cuestión de la fortificación sólo tiene importancia secundaria, mientras que en otros casos resulta trascendental.

Hay minas donde no es necesario preocuparse de los efectos de la explotación sobre la superficie exterior; en otros, en cambio, resulta decisiva la posibilidad de daños en el terreno al elegir el método de explotación.

Al elegir el método de explotación deben tomarse siempre en consideración los siguientes puntos:

1. La forma del yacimiento.
2. La magnitud.
3. La extensión superficial.
4. Su potencia.
5. Su buzamiento.
6. La naturaleza del relleno del yacimiento, sus propiedades y, principalmente, su dureza y resistencia.
7. Las propiedades y, especialmente, la resistencia (composición, firmeza) de las cajas de techo, y también del terreno de recubrimiento.
8. La profundidad del yacimiento, es decir, aquella a que se encuentra.

### **3.3 Perforación y voladura**

#### **Perforación**

Para la perforación de los frentes, son utilizados equipos neumáticos de perforación Jack Leg (Toyo, SECO) ya sea en labores horizontales o verticales. Hay que resaltar que se utilizan barras cónicas de perforación y brocas descartables de diferentes diámetros. Para los avance lineales se

utilizan barras de 4',6' y 8' dependiendo de las necesidades y de la roca en la cual se está desarrollando la labor.

### **Voladura**

En cuanto a la voladura, todas las labores de avance tienen en común la utilización de explosivos para la rotura. Se utiliza dinamita SEMEXSA de 65% de 7/8" x 7" y dinamita SEMEXSA de 80% de la misma dimensión que la anterior o también se pueden hacer variantes en la malla, para lo cual se cambiaría de dimensiones a SEMEXSA de 80% de 1 ¼" x 7". Ambas dinamitas se combinan en los taladros en diferentes proporciones, esto para minimizar los costos como también para una voladura eficiente. En cuanto a los accesorios, se utilizan MININEL del N° 1 al 15 ensamblado con el fulminante N°8 para la iniciación de los explosivos primarios, además se utiliza PENTACORD para poder realizar el amarre de los MININEL, y al final se utiliza dos unidades de CARMEX (guía de seguridad) para el chispeo final. Este tipo de accesorios son utilizados tanto en avances horizontales como en avances verticales pero con variaciones en la potencia y cantidad de explosivos.

### **3.4 Infraestructura**

En este acápite describiremos la infraestructura y servicios que son necesarios para garantizar el éxito de la explotación minera entre los

sistemas principales tenemos: Ventilación, aire comprimido, relleno detrítico y sistema de manejo de mineral.

### **Ventilación**

La ventilación es permanente y respetando en todo momento los parámetros mínimos que exigen las normas legales, es suministrada por ventiladores aspiradores situados en interior mina en los niveles intermedios y profundos y distribuida hacia las distintas labores de avances y tajeos en explotación. En el caso de los tajeos que se encuentren uno sobre el otro, la ventilación fluye desde el tajeo Superior al tajeo inferior en serie. El aire limpio ingresa por las galerías de los niveles 4650, 4580, rampas Fénix y Don Luis y por las diferentes chimeneas que están conectadas a la superficie, luego la salida del aire viciado hacia superficie se realiza por la chimenea de ventilación principal 895, que va desde el nivel 4500 hasta superficie y por las chimeneas de ventilación que se han construido para tal fin.

### **Aire Comprimido**

El aire comprimido es suministrado por tres compresoras eléctricas estacionarias de 1500 cfm de capacidad nominal las cuales están ubicadas en un ambiente especial en superficie, el aire es conducido por una red troncal con tubería alvenius de 6 a 8 pulgadas de diámetro para luego ser distribuida por medio de tubería de polietileno de 2 a 4 pulgadas hacia los puntos finales de consumo, a fin de conservar el caudal y presión en la red

en el orden de 90 a 100 psi se cuenta con tanques "pulmones" estratégicamente ubicados uno en superficie y otros en el interior de la mina.

### **Relleno**

En un comienzo se decidió utilizar relleno detrítico para la etapa inicial en el Proyecto Explorador, el cual es clasificado en la cantera existente ubicada a 1.20 kilómetros y luego transportado por camiones de 25 toneladas de capacidad hasta las chimeneas de alimentación en superficie, sin embargo en los últimos meses se ha preferido utilizar el material de desmonte proveniente de las labores de interior mina, luego con la ayuda de un cargador frontal se alimenta a los tajeos según la necesidad, finalmente con la ayuda de winches eléctricos o scoops, dependiendo si es mecanizado o convencional, es manipulado y acondicionado en los tajeos respectivos.

### **Sistema de manejo de mineral**

El mineral es extraído del tajeo hacia los echaderos de mineral utilizando locomotoras y carros mineros en el caso del método de corte y relleno convencional y acumulación provisional convencional; sin embargo para el método de acumulación provisional mecanizada y corte y relleno mecanizado se utiliza equipos LHD "scooptrams" eléctricos y diesel. De los echaderos y a través de una tolva neumática se transfiere el mineral al camión de 25 toneladas de capacidad y este finalmente transportará el mineral hacia la tolva de gruesos de la planta concentradora o canchas de mineral. Los echaderos de mineral se han diseñado en las zonas de roca de

la mejor calidad y a una distancia que permita el trabajo eficiente de todos los equipos.

### **Producción**

El número de tajeos que están en operación para cumplir con el programa de Producción de 750 ton/día depende básicamente de los métodos de explotación en uso. El tonelaje de producción diaria para cada método de explotación que se muestra en el Cuadro N° 05 ha sido calculado teniendo en cuenta 02 guardias de trabajo por día, 30 días al mes así como las actividades cíclicas de perforación, voladura, limpieza de mineral, acondicionamiento del relleno y trabajos de sostenimiento. Se asume además que en todo momento se tendrá labores de exploración, desarrollo y preparación tanto horizontales como verticales; dichas labores de avance aportarán un mínimo del 4.7 % del tonelaje requerido diario (35 t/día).

#### **Cuadro N° 05: PRODUCCIÓN DIARIA POR MÉTODO DE EXPLOTACIÓN**

Corte y relleno mecanizado (2 máquina perforadora)	50.0 TM/día
Corte y relleno convencional (1 máquina perforadora)	25.0 TM/día
Acumulación dinámica convencional (1 máquina perforadora)	15.0 TM/día
Acumulación dinámica mecanizado (2 máquinas perforadoras)	30.0 TM/día

#### **Cuadro N° 06: PERFIL DE PERFORMANCE DE MINA**

Productividad "Corte y Relleno"	4.0 TM/h-g
Productividad "Acumulación Dinámica"	10.0 TM/h-g
Factor de carga	0.60 kg/TM
Perforación específica	0.14 TM/pie perforado

**Cuadro N° 07: EQUIPOS PRINCIPALES ÁREA MINA**

Área de trabajo	Descripción equipos seleccionados	Cantidad
Avance y explotación mecanizado	Scoops eléctricos (5) y diesel (4)	9
	Perforadoras manuales	18
Avance y explotación convencional	Locomotora 3.0 ton c/batería	7
	Carros mineros U-35	40
	Pala neumática	4
	Winches eléctricos	4
	Perforadoras manuales	40
Transporte mineral	Volquetes NL-12, 25 ton.	5
Aire Comprimido	Compresora estac. eléct. de 1500 cfrn	3
Ventilación	Ventiladores de 30,000 cfrn	3
	Ventiladores de 20,000 cfrn	1
	Ventiladores de 15,000 cfrn	2
	Ventiladores de 10,000 cfrn	2
Bombeo agua	Bombas estacionarias	2
	Bombas sumergibles	5
Servicios varios	Cargador frontal	2
	Tractor de orugas	1
	Camioncito 9.0 ton.	3

**Cuadro N° 08: RESUMEN DE COSTOS SEGÚN MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN**

Descripción	Unidad	Shrinkage Mecanizado	Shrinkage Convencional	Corte y Relleno Convencional	Costo Promedio
Preparación	\$/TM	0.00	0.00	0.00	0.00
Perforación y voladura	\$/TM	5.75	5.75	5.75	5.75
Limpieza y acarreo	\$/TM	1.60	1.92	3.85	2.46
Transporte	\$/TM	1.60	1.50	1.50	1.53
Relleno detrítico	\$/TM	0.00	0.00	3.04	1.01

Supervisión y otros	\$/TM	2.16	2.16	2.16	2.16
Sub-Total	\$/TM	11.01	11.33	16.29	12.88
Imprevistos		1.10	1.13	1.63	1.29
TOTAL MINA	US\$/TM	12.11	12.47	17.92	14.17
			12.50	18.00	

## **CAPITULO IV**

### **4.0 METALURGIA**

La planta concentradora de Explorador está operativa desde el 6 de octubre del 2003, tiene un año de operación. Su capacidad de tratamiento actual es de 1000 TMSD, sin embargo se tiene planeado incrementar su capacidad de tratamiento hasta 2000 TMSD.

En esta sección se describe los circuitos de tratamiento a los cuales es sometido el mineral arrancado producto de las operaciones de minado, para extraer únicamente la parte valiosa del mineral (Au, Ag.) en forma de concentrado que es el producto final de la planta concentradora.

#### **4.1 Chancado y molienda**

El mineral proveniente de mina es almacenado en las canchas de mineral o en su defecto directamente descargado en la tolva de gruesos.

La tolva de gruesos tiene una capacidad de 80 ton. La parrilla existente admite bancos de hasta 12 " de diámetro, los bancos de mayor diámetro deberán ser machados en superficie, el exceso de bancos implica una consecuente pérdida de tiempo y de horas hombre al reducirlos. Luego de la tolva de gruesos pasan por un alimentador de cadenas, el mineral cae luego a la faja transportadora nº 1, a la mitad de la faja existe un electroimán que

sirve para atraer todos los objetos metálicos (herramientas, alambres, cables, clavos, etc.) que pudiesen haber sido transportados con el mineral y que perjudicarían el proceso de recuperación metalúrgica.

El mineral luego es depositado en el grizzly vibratorio de 20 HP, el mineral de menos de 3" pasa directamente a la zaranda vibratoria de 10 HP, el mineral que requiera una mayor trituración pasará por la chancadora de quijadas de 100 HP y luego a la zaranda vibratoria de 10 HP.

De esta última zaranda el mineral de menos de 3/8 " pasa a la faja nº 2 y luego a la faja nº 3, cae a la faja nº 4 (reversible) y va al circuito de molienda. El mineral saliente de la zaranda vibratoria de 10 HP de menos de 3.5" hace un circuito por las fajas nº 5, 6, 7 (reversible) y 8 para ser depositada en la tolva de medios de 30 Tm, esta alimenta a la faja nº 9, (donde también hay otro detector de metales) y esta a su vez alimenta a la chancadora cónica de 177 HP, luego a una zaranda simple de 25 HP, el diámetro debe ser menor de 1" y pasa a la faja nº 2, de lo contrario es depositado nuevamente en la faja nº 5 hasta disminuir su diámetro.

El mineral proveniente del circuito de chancado específicamente de la faja nº 4, es depositado en las tolvas de finos (2) de 200 ton de capacidad nominal, luego descargadas en las fajas nº 10 y 11 respectivamente las que a su vez descargan en la faja nº 12 en la que hay una balanza electrónica para hacerle pesado del mineral que se alimenta a los molinos.

El mineral procedente de la faja nº 12 va hacia el molino primario de 9.5'x8' adicionando además agua fresca y/o recuperada (11.45 m<sup>3</sup>/h), el mineral molido es depositado en la caja de descarga Trommel y de esta a la caja de la bomba para alimentación para los ciclones – molino primario según sea el caso, junto con agua fresca y agua recuperada, Aeroprometer A-404 y A-208, Xantato z-6 y espumante MIBC. Por medio de una bomba de 4"x3", la pulpa es bombeada hacia el ciclón primario (2) de 15". Si la densidad de la pulpa es menor de 1.550 se alimenta junto con agua (32.16 m<sup>3</sup>/h) a la caja de la bomba para alimentación para los ciclones – molino secundario, de lo contrario si la densidad es mayor entonces regresa al molino primario. Por medio de una bomba de 6"x4" la pulpa resultante es bombeada hacia el ciclón secundario de 10" (4). Si la densidad de la pulpa es menor de 1.240 entonces se alimenta flotación 70.68 tm./h a un flujo de 57.02 m<sup>3</sup>/h, de lo contrario si la densidad es mayor la pulpa va hacia el molino secundario de 7'x7' de 230 HP, luego a la caja de descarga Trommel del molino secundario y vuelve a la caja de la bomba para alimentación para los ciclones – molino secundario hasta reducir la densidad de la pulpa.

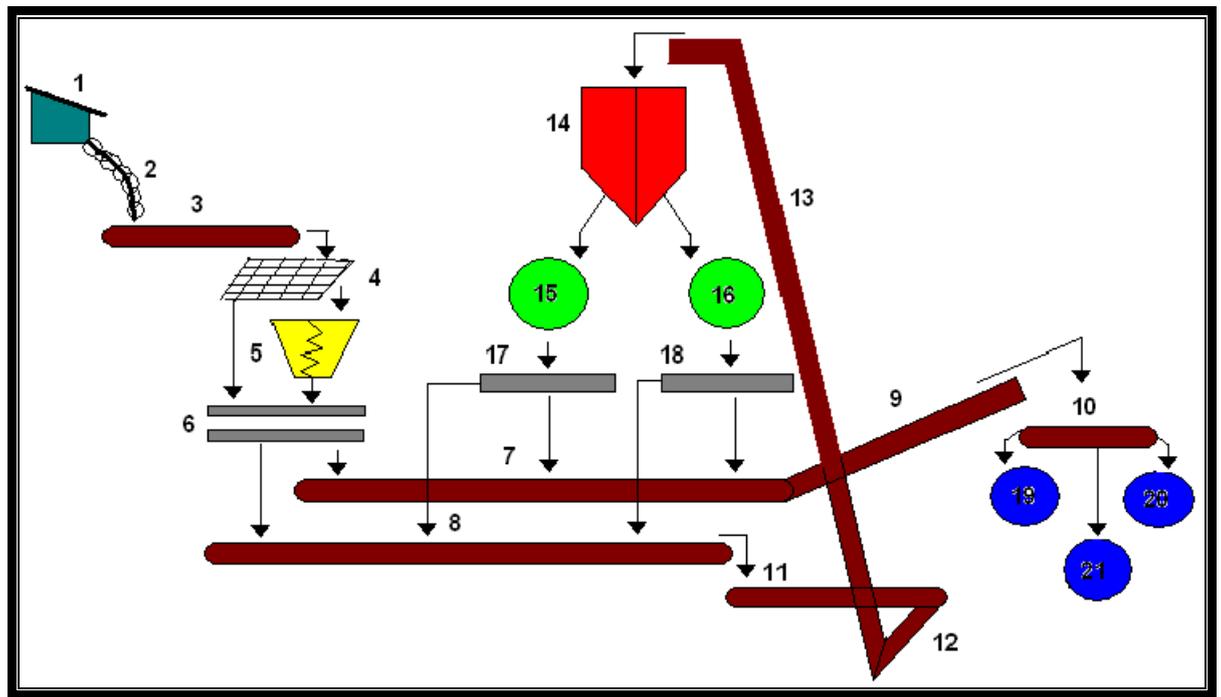


Figura 4.1: Diagrama de la Sección Chancado

Cuadro N° 9: Sección Chancado

1	Tolva de Gruesos (80 TN)
2	Alimentador de Cadenas
3, 7, 8, 9, 10, 11, 12 y 13	Fajas Transportadoras
4	Zaranda Grizzly
5	Chancadora Primaria (Osborn 20" x 30")
6	Zaranda Doble
14	Tolva Intermedia
15 y 16	Chancadoras Secundarias (HP 200) y (HP 2000)
17 y 18	Zarandas Simples (3/8") y (8mm)
19, 20 y 21	Tolvas de Finos

## Flujo de Molienda

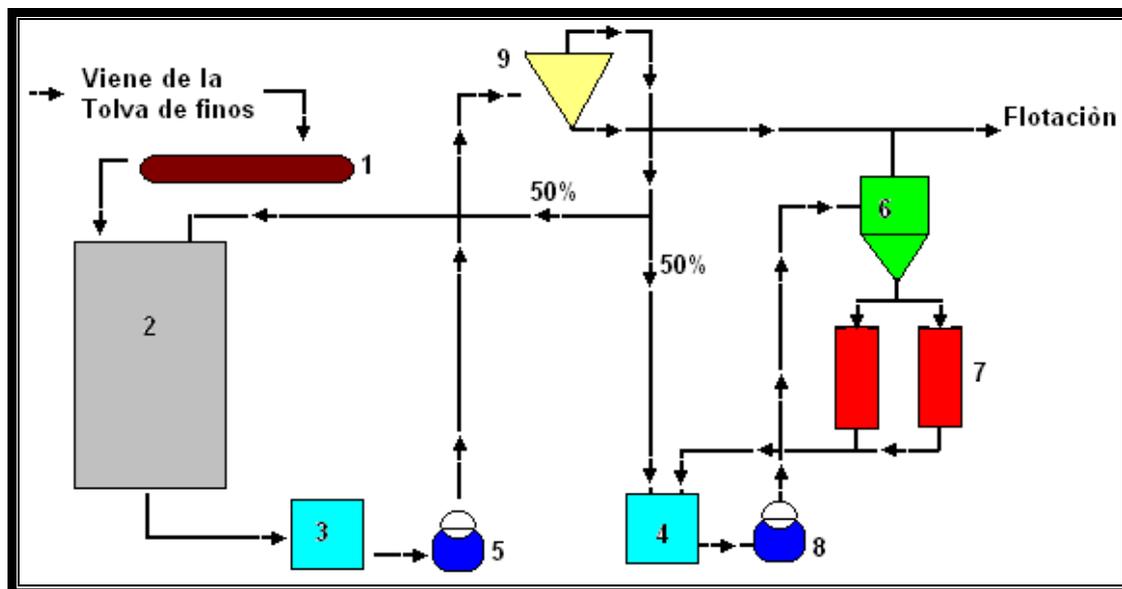


Figura 4.2: Diagrama de la Sección Molienda

Cuadro N° 10: Sección Molienda

1	Faja Transportadora	6	Ciclón GMAX 15
2	Molino Primario (9½" x 8")	7	Molinos Secundarios(Denver 7"x 7")
3 y 4	Cajón de Bombas de Agua	9	Zaranda Derrick
5 y 8	Bombas de Agua		

## 4.2 Flotación y espesamiento

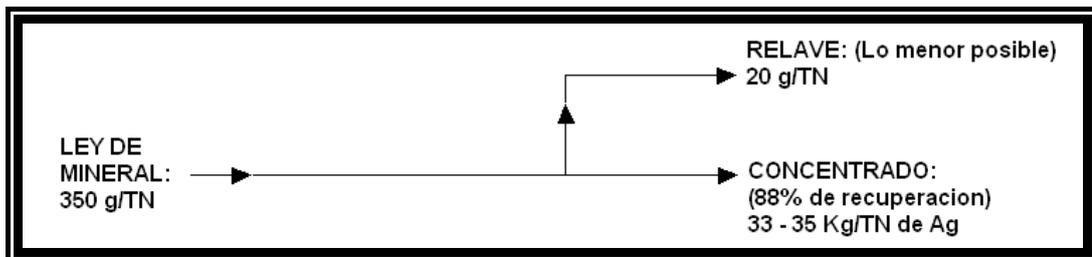
De molienda la pulpa pasa por un *muestreador de mineral de cabeza de 16"*, verifica los sólidos (21.7 tm/h a un flujo de 8.04 m<sup>3</sup>/h, G.e. 2.70), condiciones de agua (48.98 tm/h y m<sup>3</sup>/h con 30.70 % sólidos) y la pulpa (70.68 tm/h a un flujo de 57.02 m<sup>3</sup>/h, densidad de 1.240) si no cumple con los requerimientos entonces es desechado hacia la cancha de relaves. La pulpa es entonces vertida en un *tanque acondicionador de 2.5 m de diámetro y de altura* junto con *Aeroprometer A-404 y A-208, Xantato z-6 y espumante MIBC*.

**Rougher I:** A una densidad de 1.225 la pulpa se decanta hacia las celdas de flotación *Rougher I de 40 Hp*, al bajar a 1.224 la densidad pasa a las celdas *Rougher II*. Si la densidad es de 1.243 o mas la pulpa es evacuada hacia la *caja de bombas de Rougher I*, se adiciona agua (1.064 m<sup>3</sup>/h), luego por medio de una *bomba horizontal de 1.5 Hp* va hacia la *celda WS-180 de 1º limpieza*, se vuelve adicionar agua (0.174 m<sup>3</sup>/h). la pulpa de 1.128 de densidad va hacia *caja bombas del Rougher II*, la pulpa de 1.127 va hacia la *celda WS-180 de 2º limpieza*, se adiciona agua (0.174 m<sup>3</sup>/h), luego parte de la pulpa que requiera mayor limpieza retorna a la *celda WS-180 de 1º limpieza* y la pulpa con 1.239 de densidad pasa a otra *celda WS-180 de 3º limpieza* y finalmente es evaluada por el *muestreador de concentrado final de 12"* de donde va hacia *espesado de concentrado* o hacia *cancha de relave*.

**Rougher II:** A las espumas provenientes de *Rougher I* se adiciona *Aeroprometer A-404*, *Xantato z-6* y *espumante MIBC*, luego la espuma a densidad de 1.217 pasa hacia las celdas *Scavenger*. Las partes con densidad mayor de 1.233 va hacia *caja bombas de Rougher II* se adiciona agua (1.8 m<sup>3</sup>/h), luego por medio de una *bomba horizontal de 3HP* regresa al *tanque acondicionador*.

**Scavenger:** Las espumas salen a densidad de 1.216 y es evaluada por el *muestreador de relave final de 16"* de donde va hacia *el espesador de relaves* o en su defecto si no cumple los requerimientos hacia *cancha de*

relaves. Las espumas con densidad 1.228 van hacia la *caja de bombas scavenger*, se *adiciona agua (1.774 m<sup>3</sup>/h)* luego por medio de una bomba horizontal de 1.5 Hp retorna a la celda Rougher II a una densidad de 1.169.



### Flujo Flotación

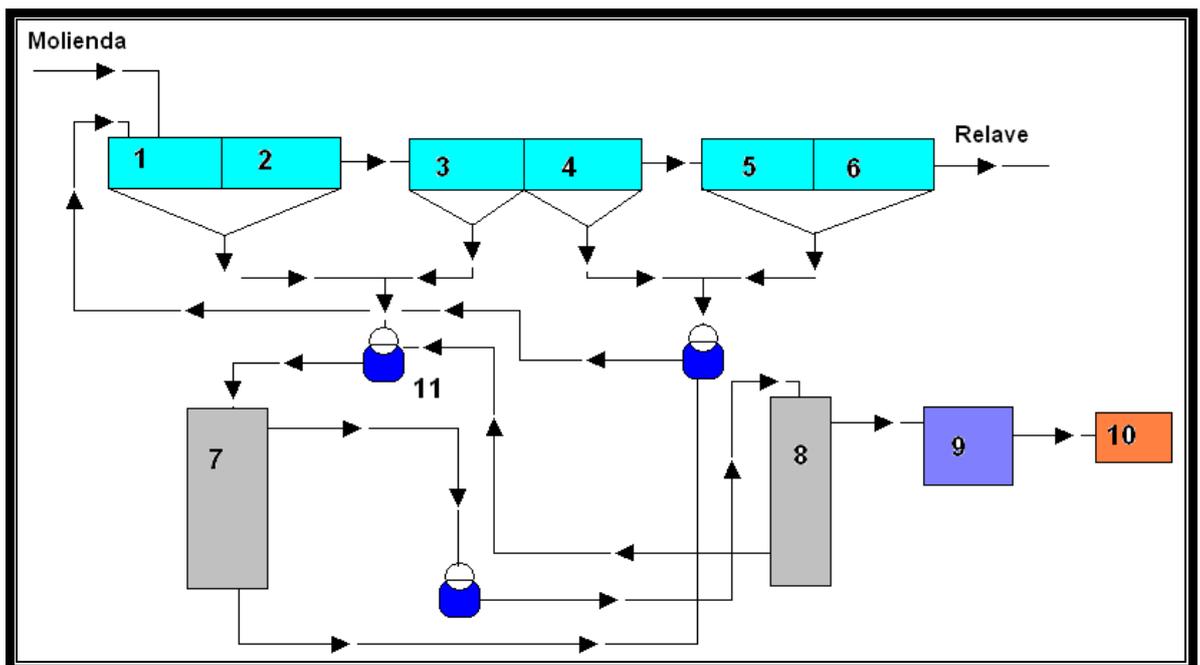


Figura 4.3: Diagrama de la Sección de Flotación

Cuadro N° 11: Sección Flotación

1, 2 y 3	Rougher 1	9	Espesador
4 y 5	Rougher 2	10	Filtro de Discos
6	Scavenger	11	Bombas
7 y 8	Cleaner (Celdas Columna)		

**Tamaño de Partículas:****Tolva de Gruesos:**

- Tamaño de la malla = 35"

**Chancado:**

- Chancado Primario = 2"
- Chancado Secundario = 100% a -3/8"

**Molienda:**

- 61% a - malla 200 (174 micras)
- 8% a - malla 100 (150 micras)
- Con una densidad de 33 – 35 g / m<sup>3</sup>

**Cuadro N° 12: Características de las Bombas**

Bomba	Filtro	5 y 6	3 y 4	Caja de bombas 2	1
HP	2.4	2	25	7.5	75
RPM	114.5	172.5	1980	1740	1775
Amp.		2.7	30		176 – 88
Eff. (%)		85	95.6	88	93
Volt.	440	440	440	220 – 440	440

**Características de la Celda Columna:**

- Diámetro Nominal: 915 mm
- Altura Nominal: 9000 mm
- Volumen: 5, 92 m<sup>3</sup>
- Cantidad Sparger : 2 unidades

- Presión: 20 psi

**Reactivos:**

- **Z-6 (Xantato – 6):** Es un colector enérgico de metales, captura tanto al oro como a la plata.
- **F – 668 (Aerofloat):** Es un colector que atrae las partículas de Plata.
- **PEB (Aerofloat):** Es un colector que atrae las partículas de oro.
- **MIBC:** Es el espumante que se encarga de llevar las partículas a la superficie.
- **Floculante A – 110:** Es un espesador tanto de concentrado como de relave.

**Cálculo de gr / TN de reactivos que hay que usar para el concentrado:**

\* Z – 6 para el molino:

Medimos 120 ml / min de Z – 6 que le echamos al concentrado.

Entonces según la fórmula:  $(120 \text{ (ml/min)} * 15) / 50.5 \text{ (TN/hr)} = 35.6 \text{ gr/TN}$

- El número 15 es un factor que permite el cambio de unidades.
- El 50.5 es el peso de mineral que pasa por la faja 12 por cada hora.

**Bolsas finales de concentrado:**

Peso: 50 Kg.

**Por tonelada de concentrado se saca:**

Plata: 34 – 36 Kg.

Oro: 300 – 350 g

El concentrado de flotación es depositado en el *espesador de concentrado de 1.5 HP* se adiciona además floculante y agua (4.23 m<sup>3</sup>/h). A densidad de 1.5 el concentrado pasa a la *caja de bombas del espesador de concentrado*. El agua residual va hacia una *cocha de recuperación de concentrado de 8 m<sup>3</sup>*, pasa por una *bomba centrífuga* con agua de cocha que impulsa el agua hacia el *clarificador de relave* de donde el agua recuperada vuelve al *espesador de concentrado*, al *tanque de agua recuperada* o va hacia el *espesador de relaves* y puede ser eliminado hacia la cancha de relaves dependiendo de la densidad con que resulte.

Del espesador de concentrado por medio de una bomba de 1.5"x1" el concentrado va hacia un *filtro de discos de 6'x4d de 2.4 HP* a la vez hay un *soplador de 2.4 hp* que inyecta aire hacia un pulmón de soplado y este al *filtro de discos*. Al concentrado se le extrae el agua a razón de 0.23 m<sup>3</sup>/h la cual es filtrada, se centrifuga (esta retorna al espesador de concentrado), pasa una trampa de agua y entra en una bomba de vacío de donde se libera agua y aire. Finalmente el concentrado seco pasa a la tolva de concentrado de 3 m<sup>3</sup>, de donde se ensaca en costales de polietileno previo pesado y se almacena para su transporte y venta final.

### Análisis Valorado de Cabeza, Concentrado y Relave

- La Recuperación de la plata en la fracción +m100 es de 28.34%, el cual es muy bajo, esto demuestra que en esta fracción la plata no esta liberada.
- En la fracciones mas finas la plata incrementa recuperación llegando hasta 94.19% en la fracción -m400.
- En las fracciones +m100 y +m140 el oro presenta recuperaciones interesantes de 67.79% y 61.34% el cual nos demuestra que el oro no presenta el mismo grado de liberación que la plata.
- En la fracción -m400 el oro sufre una disminución de 1.41% en recuperación, el cual demuestra que una sobremolienda perjudica la recuperación del oro.

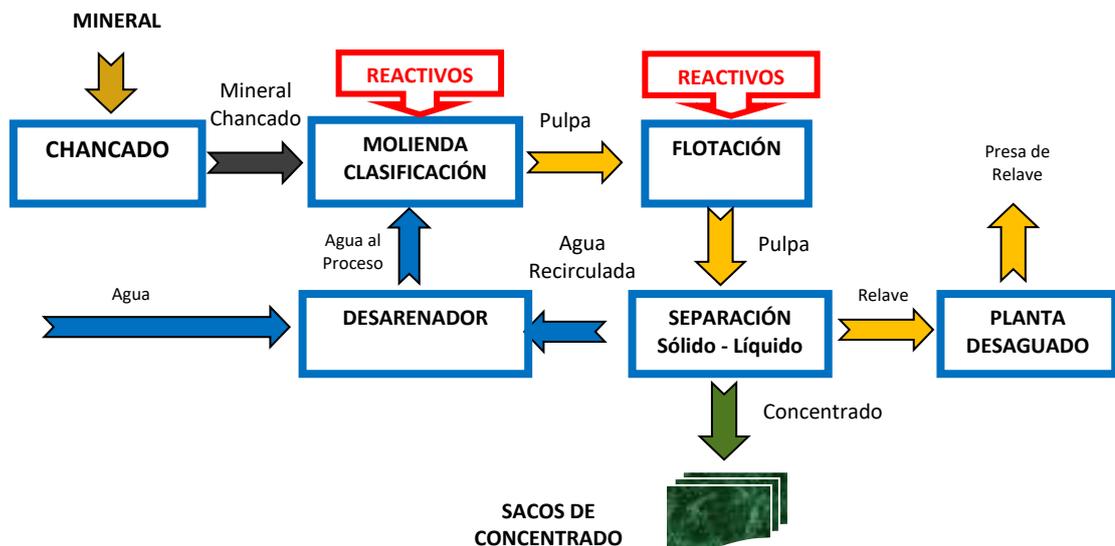


Fig. 4.4: Diagrama de flujo de la Planta Concentradora

## **CAPITULO V**

### **5.0 ESTANDARES DE PRODUCCION**

#### **5.1 Generalidades**

Muchas veces se confunde el concepto de rendimiento, productividad y eficiencia, pues bien, para tener una adecuada base teórica donde nos apoyemos y nos encaminemos con ella, debemos definirlas de una forma más operacional que conceptual que nos haga comprender de una manera mas precisa, pero para ello tenemos que tener una visualización consciente de lo que es estándar y su influencia en la operación.

#### **Estándar**

Un estándar, en la teoría conceptual, es un documento tomado por consenso general como modelo para hacer comparaciones, es decir, es el que hacer. En un concepto operacional relacionado con los quehaceres rutinarios de una mina referente a la producción, un estándar es un parámetro producto de una o varias variables que sirven como modelo dentro de un periodo determinado como puede ser para un día, una semana, un mes, un año o un periodo mas largo; por lo tanto, un estándar es una variable independiente para el planeamiento a corto, mediano o largo plazo.

Al calcularse los estándares de operación para un determinado periodo del plan, el control consiste en comparar los estándares obtenidos reales con los planeados.

Como ingenieros de producción, el reto y objetivo es que la producción se cumpla con los estándares preestablecidos con la eficiencia y efectividad deseada.

El rendimiento, la productividad y la eficiencia son estándares de operación, a continuación veamos la función de cada uno de ellos.

### **Rendimiento**

Es aquel parámetro producto de la relación de dos o más variables independientes que generalmente mide la rapidez de una actividad realizada, es decir, el denominador común es el tiempo, como puede ser la velocidad, la producción horaria, mensual, anual, etc. el caudal horario entre otros.

El rendimiento esta también orientado a la comparación de capacidades mediante su relación, por ejemplo, la cantidad en volumen de carros mineros que es cargado por un volquete NL12, o la cantidad de pies perforados por cada metro de avance lineal o el número de cucharas necesarias para llenar un carro minero, etc.

## **Productividad**

La productividad tanto en la minería como en otros sectores es la relación de los resultados y los recursos utilizados, la diferencia con el rendimiento es que la productividad es primordialmente una actitud mental de progreso, es la mejora de la producción de una manera cuantitativa y cualitativa en el menor tiempo y menor costo posible; mientras que el rendimiento es una medida a ser calculada constantemente para medir la productividad pero no tiene las características de esta última.

La mejor forma para comparar los métodos de explotación es a través de su productividad. La productividad de mayor importancia es el tonelaje obtenido en relación con las tareas u horas-hombre utilizadas durante un determinado periodo.

## **Eficiencia**

La eficiencia mide la calidad del trabajo y es una de las formas de control. Compara el rendimiento real con el rendimiento óptimo o en algunos casos con un rendimiento preestablecido en forma de relación, obteniéndose un determinado porcentaje disgregado en los siguientes rangos:

- Excelente : de 90% a 100%
- Muy Bueno : de 70% a 90%
- Bueno : de 50% a 70%
- Malo : de 20% a 50%
- Muy Malo : de 0% a 20%.

Estos rangos nos ayudan a verificar la calidad del trabajo y es necesario tenerlas en cuenta para tomar ciertas decisiones operacionales al momento, pero algunos no son tan relevantes, sobre todo cuando una actividad es compartida con otra.

## **5.2 Cálculo de estándares**

La siguiente secuencia de cálculos fue determinada teniendo en cuenta las características de la labor y la toma constante de datos in situ, para así extraer los promedios, de tal manera que se considera que son confiables para realizar el planeamiento mensual de operaciones tanto en avances lineales como en la producción de mineral.

Los cálculos incluyen:

- Cálculo de Rendimiento de instalación de Pernos Split Set y Malla Electrosoldada.
- Tiempos Estándar de Operación durante una Guardia.
- Determinación de la Velocidad de Penetración.
- Cálculo de Estándares de operación en Rampas de sección 3x3 m<sup>2</sup>.
- Cálculo de Estándares de operación en chimeneas de sección 1.20x2.40 m<sup>2</sup>.
- Cálculo de Estándares de operación en Subniveles de sección 1.50x2.10 m<sup>2</sup>.
- Cálculo de Estándares de operación en tajos en realce.

## Cálculo de Rendimiento de Instalación de Anclajes Split Set y Malla Electrosoldada

Para determinar el rendimiento se tiene en cuenta lo siguiente:

Perforación de taladro y colocación de la malla más el anclaje respectivo.

### Rendimiento Real de Instalación:

Sección de labor	:	2.10x2.40 m <sup>2</sup> .
Longitud de tramo de Instalación	:	4 m
Longitud de anclajes split set	:	5 pies.
Longitud de malla electrosoldada	:	2.00x2.50 m <sup>2</sup> .
Tiempo total de instalación	:	1.8 horas.
Número de anclajes instalados	:	17 anclajes.

Cuadro N° 13: Ciclo de Instalación de anclajes

CICLO	TIEMPO DE INSTALACIÓN (min.)
1	6.8
2	5.81
3	5.27
4	4.49
5	5.55
6	5.42
7	5.47
8	6.03
9	4.98
10	5.89
<b>TOTAL</b>	<b>5.57 min./anclaje</b>
	<b>0.09 hor./anclaje</b>

Mallas instaladas : 2 mallas.

**Rendimiento Real : 9.0 anclajes/hora.**

**Rendimiento Óptimo de Instalación:**

Los siguientes tiempos fueron tomados en varias oportunidades de manera que determinamos el promedio general para 10 anclajes colocados.

**Rendimiento Óptimo : 11 Anclajes/Hora**

**Eficiencia Operativa : 84% (Bueno)**

**TIEMPOS ESTÁNDAR DE OPERACIÓN DURANTE UNA GUARDIA**

**Tiempos Estándar de Operación en Rampa Sección 3 x 3 m<sup>2</sup>**

Limpieza con Scooptram Eléctrico de 1.5 yd<sup>3</sup>.

Perforación con Máquinas Jackleg SECO

Distancia desde el frente hasta la cola de carros: 25 m

Personal: 04 hombres

LABOR: **Rampa don Luis Positiva**

Cuadro N° 14: Actividades del ciclo en Rampa 3x3 m<sup>2</sup>

SECUENCIA	ACTIVIDAD	TIEMPOS	
		MINUTOS	HORAS
1	Chequeo de Labor	5	0.08
2	Plan de trabajo y llenado de Check List	15	0.25
3	Desate	30	0.50
4	Regado de Carga y Lavado de Frente	12	0.20
5	Limpieza con Scooptram eléctrico de 1.5yd <sup>3</sup> .	97.5	1.63
6	Preparación del equipo de perforación	15	0.25
7	Perforación del frente	170	2.83
8	Preparación del explosivo	30	0.50

9	Carguío de Taladros	45	0.75
10	Guarda de herramientas y equipos	10	0.17
11	Trabajos complementarios	10	0.17
12	Chispeo	6	0.10
	<b>TIEMPO EFECTIVO TOTAL</b>	<b>445.5</b>	<b>7.43</b>

### Cálculo del Número de Tareas por Mes

Número de Hombres : 4.00 Hombres.  
 Horas trabajadas por guardia : 10.40 Horas.  
 Horas hombre trabajadas por guardia : 41.60 Hora-h/guardia.

**Tareas por guardia : 41.60 H-h/8 = 5.2 tar./Gdia.**

### Tiempo Estándar de Operación en Chimeneas de Sección 2.10 x 2.40 m<sup>2</sup>

Doble compartimiento con descansos cada 4.00 m

Chimenea en Avance

Perforación con Máquina Stoper SECO

Distancia máxima con puntales de avance desde el último descanso: 11 m

Personal: 02 hombres

LABOR: **CHIMENEA 116**

Cuadro N° 15: Ciclo de Chimeneas 2.10x2.40 m<sup>2</sup>

SECUENCIA	ACTIVIDAD	TIEMPOS	
		MINUTOS	HORAS
1	Chequeo de Labor	10	0.17
2	Plan de Trabajo y llenado de Check List	15	0.25
3	Desate y Regado	30	0.50
4	Picado de Patillas	45	0.75

5	Colocación de puntales de avance y plataforma	45	0.75
6	Preparación de equipo de perforación	30	0.50
7	Perforación del frente	100	1.67
8	Preparación del explosivo	30	0.50
9	Carguío de Taladros	30	0.50
10	Guarda de Herramientas y Equipos	15	0.25
11	Trabajos Complementarios	10	0.17
12	Chispeo	3	0.05
<b>TIEMPO EFECTIVO TOTAL</b>		<b>363</b>	<b>6.06</b>

#### CÁLCULO DEL NUMERO DE TAREAS POR MES

Número de Hombres : 2.00 Hombres.

Horas trabajadas por guardia : 10.40 Horas.

Horas hombre trabajadas por guardia : 20.80 Hora-h/guardia.

Tareas por guardia :  $20.80 \text{ H-h}/8 = 2.6 \text{ tar./Gdia.}$

#### Tiempos de Operación en Subniveles de Sección 1.50 x 2.10 m<sup>2</sup>.

Limpieza con Scooptram de 0.75 yd<sup>3</sup>.

Perforación con Máquinas Jackleg SECO

Personal: 03 hombres

LABOR: SUBNIVEL Ventana OP Tajo 190

Cuadro N° 16: Ciclo en subniveles de sección de 1.5x2.10 m<sup>2</sup>

SECUENCIA	ACTIVIDAD	TIEMPO	
		MINUTOS	HORAS
1	Chequeo de Labor	10	0.17

2	Plan de Trabajo y llenado de Check List	15	0.25
3	Desate y Regado de carga	25	0.42
4	Lavado de Frente	15	0.25
5	Limpieza de carga	115	1.92
6	Preparación de equipo de Perforación	15	0.25
7	Perforación del Frente	185	3.08
8	Preparación del explosivo	30	0.50
9	Carguío de Taladros	40	0.67
10	Guarda de herramientas y equipos	15	0.25
11	Trabajos complementarios	10	0.17
12	Chispeo	3	0.05
<b>TIEMPO EFECTIVO TOTAL</b>		<b>478</b>	<b>7.98</b>

### **CÁLCULO DEL NÚMERO DE TAREAS POR MES**

Número de Hombres : 3.00 Hombres.

Horas trabajadas por guardia : 10.40 Horas.

Horas hombre trabajadas por guardia : 31.20 Hora-h/guardia.

Tareas por guardia :  $31.20 \text{ H-h}/8 = 3.9 \text{ tar./Gdia.}$

### **Tiempo Estándar de Operación en tajeo con Corte en Realce**

Limpieza con Scooptram Eléctrico de 2.2 yd<sup>3</sup>.

Perforación con Máquinas Stoper SECO

Distancia desde la pila de mineral hasta el Ore Pass (promedio): 30 m

Personal: 04 hombres

LABOR: TAJO 222

Limpieza de mineral y si requiere sostenimiento

Longitud de acarreo: 30 m

Scooptram Eléctrico de 2.2yd<sup>3</sup>.

Personal: 02 hombres

Cuadro N° 17: Ciclo de tajeo con corte en realce

SECUENCIA	ACTIVIDAD	TIEMPOS	
		MINUTOS	HORAS
1	Chequeo de labor	5	0.08
2	Plan de trabajo y llenado de Check List	10	0.17
3	Desate y Regado de Carga	25	0.42
4	Sostenimiento (sí requiriese)	25	0.42
5	Limpieza de mineral	240	4.00
6	Trabajos complementarios	15	0.25
<b>TIEMPO EFECTIVO TOTAL</b>		<b>320</b>	<b>5.34</b>

## ZONA EN PREPARACIÓN

**(Relleno para altura de perforación y perforación en realce)**

Longitud de acarreo: Toda la zona.

Scooptram eléctrico de 2.2 yd<sup>3</sup>.

Número de taladros perforados promedio por guardia: 40 taladros

Personal: 03 hombres

Cuadro N° 18: Ciclo de Relleno y perforación en tajeo con realce

SECUENCIA	ACTIVIDAD	TIEMPO	
		MINUTOS	HORAS
1	Chequeo de Labor	10	0.17
2	Plan de Trabajo y llenado de Check List	15	0.25
3	Desate	40	0.67

4	Carguío y pampeo de relleno para perforación	245	4.08
5	Preparación de equipo de perforación	15	0.25
6	Perforación	240	4.00
7	Guarda de Herramientas	15	0.25
8	Trabajos Complementarios	10	0.17
<b>TIEMPO EFECTIVO TOTAL</b>		<b>590</b>	<b>9.84</b>

**Nota:** La perforación de la zona norte se realiza normalmente en 8 guardias y la de la zona sur en 6 guardias.

### **Cálculo del Número de Tareas por Mes**

Número de Hombres	:	5.00 Hombres.
Horas trabajadas por guardia	:	10.40 Horas.
Horas hombre trabajadas por guardia	:	52.00 Hora-h/guardia.
Tareas por guardia	:	$52.00 \text{ H-h}/8 = 6.5 \text{ tar./Gdia.}$

### **DETERMINACIÓN DE LA VELOCIDAD DE PENETRACIÓN**

Los siguientes datos se realizaron en función a datos reales tomados en campo en donde se mide el tiempo efectivo de penetración y la longitud recorrida por taladro en ese tiempo.

Labor: **Rampa Don Luis(positiva).**

Cuadro N° 19: Velocidad de Penetración en rampa

<b>TIEMPO (Min.)</b>	<b>LONGITUD (m)</b>	<b>V.P. (m/min)</b>
2.50	1.42	0.57
2.67	1.70	0.64
2.75	1.67	0.61
<b>V.P. PROMEDIO</b>		<b>0.61</b>

Labor: **Chimenea 116**

Cuadro N° 20: Velocidad de Penetración en chimenea

TIEMPO (Min)	LONGITUD (m)	V.P. (m/min)
2.78	1.46	0.53
2.65	1.40	0.53
2.59	1.48	0.57
<b>V.P. PROMEDIO</b>		<b>0.54</b>

Labor: **Subnivel Ventana OP Tajo 190**

Cuadro N° 21: Velocidad de Penetración en subnivel

TIEMPO (Min)	LONGITUD (m)	V.P. (m/min)
1.97	1.55	0.79
2.14	1.62	0.76
2.07	1.43	0.69
<b>V.P. PROMEDIO</b>		<b>0.74</b>

Labor: **Tajo 170 (Realce)**

Cuadro N° 22: Velocidad de Penetración en Realce tajo 170

TIEMPO (min)	LONGITUD (m)	V.P. (m/min)
5.80	1.81	0.31
6.13	1.97	0.32
6.08	1.99	0.33
<b>V.P. PROMEDIO</b>		<b>0.32</b>

Labor: **Tajo 222 (Realce)**

Cuadro N° 23: Velocidad de Penetración en Realce tajo 222

TIEMPO (Min)	LONGITUD (m)	V.P. (m/min)
6.05	1.98	0.33
6.15	2.06	0.33
6.58	1.96	0.30
<b>V.P. PROMEDIO</b>		<b>0.32</b>

Labor: **Tajo 190 (Realce)**

Cuadro N° 24: Velocidad de Penetración en Realce tajo 190

TIEMPO (Min)	LONGITUD (m)	V.P.(m./min.)
5.70	1.83	0.32
6.32	2.00	0.32
5.95	1.95	0.33
<b>V.P. PROMEDIO</b>		<b>0.32</b>

<b>VELOCIDAD DE PENETRACIÓN PROMEDIO</b>	<b>0.48</b>	<b>m/min.</b>
	<b>1.56</b>	<b>Pies/min.</b>

### CÁLCULO DE ESTÁNDARES DE OPERACIÓN EN RAMPAS DE SECCIÓN 3x3 m<sup>2</sup>

Ciclo de Operación: Limpieza, Sostenimiento, Perforación y Voladura.

**Labor:** Rampa Positiva Don Luis

#### VARIABLES INDEPENDIENTES DEL FRENTE DE DISPARO

Tipo de Roca media a dura, cajas estables

Ancho de labor	:	3 m
Altura de labor	:	3 m
Sección de labor	:	9 m <sup>2</sup> .
Factor de Rotura	:	10%
Factor de Esponjamiento	:	61.2%
Número de Disparos por guardia		
Guardia Día	:	2 Disparos
Guardia Noche	:	1 Disparo

Número de cucharas por carro minero U35	:	1 cuchara/carro
Capacidad nominal de carro minero U35	:	1 m <sup>3</sup> .
Factor de Tonelaje de carro minero U35	:	1.3 TM/carro.
Distancia a la cola de carros	:	25 m
Gravedad específica de la roca	:	2.7 TM/m <sup>3</sup> .
Longitud promedio de perforación por taladro	:	6.55 pies
Número de taladros perforados	:	49 Taladros
Número de taladros cargados	:	45 Taladros
Eficiencia promedio por disparo	:	90%
Número de cartuchos cargados por taladro (promedio)		
Semexsa 65% 7/8"x7"	:	8 cartuchos
Semexsa 80% 1 ¼ "x8"	:	1 cartucho
Peso de cartucho de Semexsa 65%	:	0.0801 Kg
Peso de cartucho de Semexsa 80%	:	0.1953 Kg
Longitud de Mininel por taladro	:	2.8 m
Longitud de Carmex por disparo	:	4.2 m
Número de barrenos utilizados en la labor	:	3 (4',6' y 8')
Tiempo efectivo de perforación	:	175 min.
Cota de trabajo	:	4550 msnm
Consumo de aire de perforadora a nivel del mar	:	106 pies <sup>3</sup> /min.
Tiempo efectivo de lavado de frente y regado	:	15 min.

### **Cálculo de rendimiento de carguío de Scoop Wagner de 1.5 yd<sup>3</sup>.**

Avance por disparo	:	1.80 m./disp.
--------------------	---	---------------

Volumen Roto	:	16.2 m <sup>3</sup> .
Volumen Roto Esponjado	:	26.26 m <sup>3</sup> .
Tonelaje Roto por Disparo	:	43.74 TM.
Número de carros extraídos por disparo	:	30 carros.
Volumen real cargado por carro	:	0.88 m <sup>3</sup> /carro.
Factor de Carga por carro	:	87.89%
Volumen de cuchara de Scoop Eléctrico	:	1.5 yd <sup>3</sup> .
Factor de carga de cuchara de Scoop Eléctrico	:	84.92%
Volumen real por cuchara de Scoop Eléctrico	:	1.27 yd <sup>3</sup> . 2.62 TM.
Tiempos reales de operación por carro		
a. Tiempo de carguío	:	61 seg.
b. Tiempo de acarreo con carga	:	35 seg.
c. Tiempo de descarga	:	15 seg.
d. Tiempo de retorno	:	20 seg.
		-----
		131 seg.
Tiempo real de ciclo por carro	:	2.18 min.
Tiempo de limpieza real	:	97.5 min.
		1.625 horas.
Velocidad de Acarreo		
Con carga	:	0.71 m./seg.
Sin carga	:	1.25 m./seg.
Número de carros por hora	:	15 carros/h.

Número real de paladas por hora	:	31 palad/h.
Rendimiento real de acarreo	:	22.43 TM/h.
Rendimiento real de Scoop eléctrico	:	39.30 TM/h.
Rendimiento óptimo de acarreo	:	40.50 TM/h.
Rendimiento óptimo de Scoop eléctrico	:	46.50 TM/h.
Eficiencia operativa de unidad de acarreo	:	55.38%
Eficiencia operativa de Scoop eléctrico	:	84.52%

### **Cálculo de Estándares para la Fijación de metas mensuales**

1. Guardias por Mes	:	60 Guardias/mes
2. Disparos por Día	:	3 Disparos/día
3. Trabajos complementarios		
• Instalación de tuberías de agua y aire	:	2.0 Guardias/mes
• Cuneta y Ribeteo	:	2.0 Guardias/mes
• Imprevistos por falta de aire, agua, personal, etc.	:	2.0 Guardias/mes
<b>Total Trabajos Complementarios</b>	:	<b>6.0 Guardias/mes</b>
4. Guardias Disponibles para el disparo por mes	:	54 Guardias/mes
5. Avance programado por mes	:	50 m./mes.
6. Personal requerido	:	4.0 hombres
7. Tareas requeridas por mes	:	312 tareas
8. Productividad	:	0.35 m./tarea.

## **CÁLCULO DE ESTÁNDARES DE OPERACIÓN EN CHIMENEAS DE SECCIÓN 1.50x1.50 M<sup>2</sup>**

Ciclo de Operación: Colocación de Puntales de Avance, Perforación, Voladura y Sostenimiento.

**Labor:** Chimenea 116

### **VARIABLES INDEPENDIENTES DEL FRENTE DE DISPARO**

Tipo de Roca media a dura, cajas estables

Ancho de labor	:	1.50 m
Altura de labor	:	1.50 m
Sección de labor	:	2.25 m <sup>2</sup>
Factor de Rotura	:	10%
Factor de Esponjamiento	:	61.2%
Luz Vertical y Horizontal entre puntales	:	1.00 m
Distancia Máxima de avance sin Sostenimiento	:	11.00 m
Gravedad específica de la roca	:	2.7 TM/m <sup>3</sup>
Longitud promedio de perforación por taladro	:	5.50 pies.
Número de taladros perforados por guardia taladros	:	31
Número de taladros cargados	:	30
Eficiencia promedio por disparo	:	85%
Número de cartuchos cargados por taladro (promedio)		
a. Semexsa 65% 7/8"x7"	:	6 cartuchos
b. Semexsa 80% 1 ¼ "x8"	:	1 cartucho
Peso de cartucho de Semexsa 65%	:	0.0801 Kg

Peso de cartucho de Semexsa 80%	:	0.1953 Kg
Longitud de MININEL por taladro	:	2.8 m
Longitud de CARMEX por disparo	:	4.2 m
Número de barrenos utilizados en la labor	:	3 (2',4' y 6')
Tiempo efectivo de perforación	:	100 min.
Cota de trabajo	:	4600 msnm.
Tiempo efectivo de lavado de frente y regado	:	15 min.

### **CÁLCULO DE ESTÁNDARES DE OPERACIÓN EN SUBNIVEL DE SECCIÓN 1.20x2.10 M<sup>2</sup>**

Ciclo de Operación: Limpieza, Sostenimiento, Perforación y Voladura.

**Labor:** Subnivel Ventana OP Tajo 190

#### **Variables Independientes del Frente de Disparo**

Tipo de Roca media a dura, cajas estables

Ancho de labor	:	1.20 m
Altura de labor	:	2.10 m
Sección de labor	:	2.52 m <sup>2</sup> .
Factor de Rotura	:	10%
Factor de Esponjamiento	:	61.2%
Gravedad específica de la roca	:	2.7 TM/m <sup>3</sup> .
Longitud promedio de perforación por taladro	:	6.55 pies
Número de taladros perforados	:	26 Tal./Gia.
Número de taladros cargados	:	25 Taladros

Eficiencia promedio por disparo	:	90%
Número de cartuchos cargados por taladro(promedio)		
a. Semexsa 65% 7/8"x7"	:	7 cartuchos
b. Semexsa 80% 1 ¼ "x8"	:	1 cartucho
Peso de cartucho de Semexsa 65%	:	0.0801 Kg
Peso de cartucho de Semexsa 80%	:	0.1953 Kg
Longitud de MININEL por taladro	:	2.8 m
Longitud de CARMEX por disparo	:	4.2 m
Número de barrenos utilizados en la labor	:	3 (4',6' y 8')
Tiempo efectivo de perforación	:	105 min.
Cota de trabajo	:	4600 msnm
Tiempo efectivo de lavado de frente y regado	:	15 min.

### **Cálculo de estándares para la Fijación de metas Mensuales**

1. Guardias por Mes	:	60 Gdia/mes
2. Trabajos complementarios		
• Instalación de tuberías de agua y aire	:	2.0 Gdia/mes
• Cuneta y Ribeteo	:	2.0 Gdia/mes
• Imprevistos por falta de aire, agua, personal, etc.:	:	2.0 Gdia/mes
<b>Total trabajos Complementarios</b>	:	<b>6 Gdia/mes</b>
3. Guardias Disponibles para el disparo por mes	:	54 Gdia/mes
4. Avance programado por mes	:	5.0 m/mes.
5. Personal requerido	:	2.0 hombre

6. Tareas requeridas por mes	:	156 tar/mes
7. Productividad	:	0.69 m /tar.

### **CÁLCULO DE ESTÁNDARES DE OPERACIÓN EN TAJEOS EN REALCE**

Ciclo de operación: Limpieza, sostenimiento, perforación, voladura y relleno.

LABOR: **TAJO 170** VETA : **EXPLORADOR**

#### **VARIABLES INDEPENDIENTES DEL FRENTE DE DISPARO**

1. Tipo de roca en veta media a dura, cajas estables		
2. Longitud de la zona Norte	:	81 m
3. Longitud de la zona Sur	:	120 m
4. Longitud total del tajo	:	201 m
5. Ancho de minado promedio	:	4.2 m
6. Longitud de corte horizontal	:	30 m
7. Sección de rotura	:	126 m <sup>2</sup>
8. Parámetros de malla de perforación Burden	:	0.60 m
Espaciamiento	:	0.90 m
9. Factor de esponjamiento	:	70 %.
10. Gravedad específica de la roca	:	2.46 TM/m <sup>3</sup> .
11. Longitud promedio de perforación por taladro	:	1.93 m
12. Número de taladros perforados por guardia	:	40 taladros.
13. Eficiencia promedio por disparo	:	87 %.
14. Número promedio de cartuchos cargados por taladro		

a. Semexsa 65% 7/8" x 7"	:	10 cart.
15. Peso de cartucho de Semexsa 65%	:	0.0801 Kg
16. Peso de cartucho de Semexsa 80%	:	0.1953 Kg
17. Longitud de CARMEX por disparo	:	4.2 m
18. Longitud de MININEL por Disparo	:	697.2 m
19. Número de barrenos utilizados en la labor	:	3(4, 6 y 8 ").
20. Tiempo efectivo de perforación	:	225 minutos
21. Cota de trabajo	:	4550 m
22. Tiempo efectivo de lavado de frente y regado	:	15 minutos

### **CÁLCULO DE RENDIMIENTO DE SCOOP ELÉCTRICO DE 0.75 YD<sup>3</sup>.**

1. Avance por disparo	:	1.68 m
2. Volumen roto	:	211.68 m <sup>3</sup> .
3. Volumen roto esponjado	:	359.86 m <sup>3</sup> .
4. Tonelaje roto por disparo	:	520.73 TM
5. Número de carros carro minero U35 extraídos por disparo	:	241 carros
6. Volumen real cargado por cada carro minero U35	:	0.88m <sup>3</sup> /car.
7. Factor de carga carro minero U35	:	87.8%
8. Volumen real de cuchara de scoop eléctrico	:	0.63 yd <sup>3</sup> , .48 m <sup>3</sup> .
9. Factor de carga de cuchara de scoop eléctrico	:	83 %.
10. Tiempos de operación de scoop eléctrico		
a. Tiempo de carguío	:	45 seg.
b. Tiempo de acarreo con carga	:	35 seg.

c. Tiempo de descarga	:	8 seg.
d. Tiempo de retorno	:	26 seg.
<b>Tiempo de ciclo completo</b>	:	<b>113 seg.</b>
11. Tiempo real de limpieza	:	219 min.
12. Velocidad de acarreo.		
a. Con carga	:	0.49 m/seg.
b. Sin carga	:	0.65 m/seg.
13. Número de carros por hora	:	18 carros.
14. Rendimiento real de scoop eléctrico de 0.75 yd <sup>3</sup> .	:	37.62 TM/h.
15. Rendimiento óptimo de scoop eléctrico de 0.75 yd <sup>3</sup> .	:	44.94 TM/h.
16. Eficiencia operativa de scoop eléctrico de 0.75 yd <sup>3</sup> .	:	84 %.

### Requerimiento de Relleno

Mientras una zona se encuentra en producción, la otra zona se encuentra en etapa de relleno cuyo número de guardias se incluye dentro de la zona en producción.

Volumen requerido de relleno (esponjado).

#### ZONA NORTE

Ancho	Largo	Alto	Volumen Esponjado
4.2	81	1.50	510.30 m <sup>3</sup>

#### ZONA SUR

Ancho	Largo	Alto	Volumen Esponjado
4.2	120	1.50	756.00 m <sup>3</sup>

Volumen requerido de relleno in situ

**ZONA NORTE** : **300.20 m<sup>3</sup>.**

**ZONA SUR** : **444.70 m<sup>3</sup>.**

### **Cálculo de Estándares para la fijación de metas mensuales**

#### 1. Disparos por Guardia

a. Guardia Día : 2 Disparos.

b. Guardia Noche : 1 Disparo.

2. Guardias por mes : 60 Gdia/mes

Cálculo de Guardias para un corte completo

• Rendimiento de taladros por guardia : 40 tal./Gdia.

• N° de guardias zona Norte : 6.2 Gdia.

• N° de guardias zona Sur : 6.2 Gdia.

• Imprevistos y contingencias : 1.0 Gdia.

Guardias para perforación de un corte completo : 13.4 Gdia.

#### 3. Trabajos complementarios

• Relleno y pampeo : 4.0 Gdia.

• Imprevistos por falta de aire, agua, personal, etc.: 1.0 Gdia

Trabajos complementarios de un corte : 5.0 Gdia

Total guardias requeridas para un corte : 23.4 Gdia.

4. Número de cortes por mes : 3 cort./mes.

5. Rotura por corte : 1258.78 TM

6. Rotura programada por mes : 3000 TM.

7. Personal requerido : 4.0 hombre

<b>8. Tareas requeridas por mes</b>	<b>:</b>	<b>312 tar/mes</b>
<b>9. Productividad</b>	<b>:</b>	<b>100 TM/tar</b>

### 5.3 Cálculo de parámetros de perforación y voladura

#### *Cálculo de Parámetros de perforación y voladura en rampas, sección 3x3 m<sup>2</sup>*

Tiempo promedio de perforación por taladro	:	2.42 min./tal.
Velocidad media de perforación	:	1.89 pies/min.
Velocidad específica de penetración	:	0.58 m./min.
Pies perforados por guardia	:	294.75 pies/gdia.
Eficiencia de Perforación	:	81.88%
Rendimiento de perforación	:	163.75 pies/m.
Número de cartuchos por disparo		
a. Semexsa 65% 7/8"x7"	:	360 cart./dis.
b. Semexsa 80% 1 ¼ "x8"	:	45 cart./dis.
<b>TOTAL</b>	<b>:</b>	<b>405 Car/dis.</b>
Peso de explosivo por disparo	:	37.94 Kg/dis.
Número de MININEL	:	45 MININEL
Longitud de CARMEX por disparo	:	4.2 m
Longitud de CARMEX por metro de avance	:	2.3 m./m.
Factor de Carga	:	21.10 Kg./m.
Factor de Potencia	:	0.86 Kg./TM.

**Cálculo de Parámetros de Perforación y voladura, en chimeneas de  
sección 1.50x1.50 m<sup>2</sup>**

Avance por disparo	:	1.42 m./disparo.
Volumen Roto	:	3.20 m <sup>3</sup> .
Volumen Roto Esponjado	:	5.44 m <sup>3</sup> .
Tonelaje Roto por Disparo	:	14.69 TM.
Tiempo promedio de Perforación por taladro	:	2.67 min/taladro
Tiempo efectivo de perforación	:	99 minutos
Velocidad media de Perforación	:	2.06 pies/min.
Velocidad específica de Penetración	:	0.54 m/min.
Pies perforados por Guardia	:	170.5 pies/guardia
Eficiencia de Perforación	:	86% (Bueno)
Rendimiento de Perforación	:	120.07 pies/m.
Número de Cartuchos por disparo		
a. Semexsa 65% 7/8"x7"	:	6 cartuchos
b. Semexsa 80% 1 ¼ "x8"	:	1 cartucho
<b>Total</b>	:	<b>7 cartuchos</b>
Peso de Explosivo por disparo		
a. Semexsa 65% 7/8"x7"	:	14.42 Kg./disparo
b. Semexsa 80% 1 ¼ "x8"	:	5.86 Kg./disparo
<b>Total</b>	:	<b>20.28 Kg./disparo</b>
Número de MININEL por disparo	:	30 MININEL
Longitud de MININEL por metro de avance	:	59.15 m/m avance

Longitud de CARMEX por metro de avance	:	2.96 m/m avance
Factor de Carga	:	14.28 Kg./m
Factor de Potencia	:	1.38 Kg./TM

**Cálculo de Parámetros de Perforación y voladura en subnivel de  
sección 1.20x2.10m<sup>2</sup>**

Avance por disparo	:	1.80 m./dis.
Volumen Roto	:	4.54 m <sup>3</sup> .
Volumen Roto Esponjado	:	7.72 m <sup>3</sup> .
Tonelaje Roto por Disparo	:	20.84 TM.
Tiempo Promedio de perforación por taladro	:	2.06 min/tal.
Velocidad Media de perforación	:	2.86 pies/tal.
Velocidad específica de penetración	:	0.87 m/min
Pies perforados por guardia	:	147.4 pies/gdia.
Eficiencia de Perforación	:	90%
Número de Cartuchos por Disparo		
a. Semexsa 65% 7/8"x7"	:	7 cartuchos
b. Semexsa 80% 1 ¼ "x8"	:	1 cartucho
<b>Total</b>	:	<b>8 cart.</b>
Peso de Explosivo por disparo		
a. Semexsa 65% 7/8"x7"	:	14.02 Kg
b. Semexsa 80% 1 ¼ "x8"	:	4.88 Kg
<b>Total</b>	:	<b>18.9 Kg</b>

Número de MININEL por disparo	:	30 MININEL
Longitud de MININEL por disparo	:	84 m
Longitud de CARMEX por disparo	:	4.2 m
Factor de Carga	:	10.5 Kg./m
Factor de Potencia	:	0.91 Kg./TM

***Cálculo de Parámetros de Perforación y voladura, de operación en Tajeos en realce***

1. Cálculo de taladros perforados

**Fórmula: N° de taladros =  $\frac{4(S)^{1/2}}{Dt} + S \times K$**

**Dt**

**Perforación Zona Norte**

Longitud de corte:	30 m.
Ancho :	4.2 m
Sección :	126 m <sup>2</sup>
Burden (B) :	0.6 m
Espac. (E) :	0.9 m
Dt :	0.75 m
K :	1.50 m
<b>N° de tal. :</b>	<b>249 tal.</b>

**Perforación Zona Sur**

Longitud de corte :	30 m
Ancho :	4.2 m
Sección :	126 m <sup>2</sup>
Burden (B) :	0.6 m
Espac. (E) :	0.9 m
Dt :	0.75 m
K :	1.50 m
<b>N° de tal. :</b>	<b>249 tal.</b>

2. Avance por disparo	:	1.68 m
3. Volumen roto por disparo	:	211.68 m <sup>3</sup>
4. Volumen roto esponjado	:	359.86 m <sup>3</sup>
5. Tonelaje roto por disparo	:	520.73 TM.
6. Tiempo promedio de perforación por taladro	:	6.00 min/tal.



se combinan con otros datos y se analizan, con base a estos resultados, la gerencia toma decisiones u formula estrategias como por ejemplo el nivel de producción, ampliación de instalaciones, alteraciones en el proceso de producción, etc. Los costos de producción pueden subdividirse en dos categorías principales: Costos directos y Costos indirectos. Así mismo se puede adicionar una tercera categoría que son los llamados costos generales que normalmente se incluyen en una estructura de costos como costos indirectos.

### **COSTO DE LA FRAGMENTACION DEL MINERAL EN TAJEOS DE CORTE Y RELLENO EN REALCE DURANTE UNA GUARDIA**

(Incluye rotura, limpieza y relleno con Scoop de 2.2 yd<sup>3</sup>.)

#### **Datos de la labor:**

Labor	:	Tajo 190
Tipo de roca	:	Media a dura
Ancho de minado	:	3.5 m
N° de taladros perforados	:	40 taladros/guardia.
N° de taladros para un corte completo	:	578 taladros.
Longitud de perforación	:	8 pies.
Longitud horizontal de corte o disparo	:	30 m
Avance por disparo	:	1.70 m
Densidad del mineral	:	2.46 TM/m <sup>3</sup> .
<b>Volumen roto por disparo</b>	:	<b>178.5 m<sup>3</sup>.</b>
<b>Tonelaje roto por disparo</b>	:	<b>439.11 TM.</b>
<b>T.C.</b>	:	<b>S/. 3.25/US\$.</b>

#### **COSTO VARIABLE DIRECTO**

##### **1. Costo de Mano de Obra Directa**

Cuadro N° 25: Costo de Mano de Obra Directa

<b>OBREROS</b>	Unidad	Incidencia	Jornal S/.	Jornal US\$	Costo US\$/Guardia
Perforista	Tareas	100 %	41.00	12.62	12.62
Ayudante de Perforista	Tareas	100 %	37.97	11.68	11.68
Operador (mineral)	Tareas	20 %	41.00	12.62	2.52
Operador (desmonte)	Tareas	20 %	41.00	12.62	2.52
Motorista	Tareas	59 %	41.00	12.62	7.45
Ayudante de Motorista	Tareas	59 %	37.97	11.68	6.90
Servicios	Tareas	25 %	37.97	11.68	2.92
<b>Sub-Total</b>				<b>:</b>	<b>46.61</b>

**Leyes y Beneficios Sociales** : **94.06 %**

**Costo Total por Mano de Obra Directa** : **90.45**

## 2. Costo de Perforación y Voladura

### a. Equipo de Perforación

Costo Horario de máquina perforadora : 3.10

Tiempo efectivo de perforación (Horas) : 4.58

**Costo por Guardia** : **14.2**

### b. Aceros de Perforación

Cuadro N° 26: Costo de Acero de Perforación

<b>ACEROS</b>	Tal. Perfora.	Pies Perforados	Vida Útil (pies)	Precio Unitario US\$	Costo US\$/Guardia
Barra Cónica	40	253.2	1500	70.00	11.82
Broca Desc.	40	253.2	200	11.00	13.93
<b>Sub-Total</b>				<b>:</b>	<b>25.75</b>

### c. Mangueras y Accesorios

Cuadro N° 27: Costo Mangueras y Accesorios

<b>DESCRIPCIÓN</b>	Unidad	Cantidad	Precio Unitario US\$	Vida (Guardias)	Costo US\$/Guardia
Manguera de 1"	Metros	30	2.50	300	0.25
Manguera de ½"	Metros	30	1.30	300	0.13

**Sub-Total : 0.38**

#### d. Explosivos y Accesorios

Cuadro N° 28: Costo de Explosivos y Accesorios

DESCRIPCIÓN	Unidad	Taladros Cargados	Cant. Por taladro	Precio Unitario US\$	Costo US\$/Guardia
Semexsa 65%	Cart.	627	11	0.16	1103.52
CARMEX	Pza.	627	2 por Disp.	0.90	5.40
MININEL	Pza.	627	1	0.96	601.92

**Costo Total de Perforación y Voladura : 1710.84<sup>i</sup>**

**Costo Total de Perf. y Voladura/Guardia (1710.84/16.6) : 103.06**

**3. Costo Horario de Scoop Eléctrico de 2.2 yd<sup>3</sup>. : 43.06**

#### 4. Costo de Implementos de Seguridad

Cuadro N° 29: Costo de Implementos de Seguridad

DESCRIPCIÓN	Cant.	Costo US\$/Unidad	Incidencia (%)	Costo US\$/Guardia
Perforista	1.00	2.24	100	2.24
Ayudante de perforista	1.00	2.24	100	2.24
Operador	1.00	1.78	40	0.71
Motorista	1.00	1.78	59	1.05
Ayudante Motorista	1.00	1.78	59	1.05
Servicios	1.00	1.78	25	0.45

**Sub-Total : 7.74**

**Costo Total de Implementos de Seguridad : 7.74**

## 5. Costo de Herramientas de Trabajo

Cuadro N° 30: Costo de Herramientas de Trabajo

DESCRIPCIÓN	Unid.	Cant.	Costo Unit. (US\$)	Vida útil (Gdias.)	Costo US\$/Guardia
Pico	Pza.	1.00	5.30	60	0.09
Comba de 16 lbs.	Pza.	1.00	13.30	75	0.18
Mochilas	Pza.	2.00	10.60	150	0.07
Arnés de Seguridad	Und.	2.00	104.45	150	0.70
Línea de Vida	Und.	2.00	28.96	150	0.19
Lampa minera	Pza.	1.00	6.28	30	0.21
Llave Steelson 14"	Pza.	1.00	36.78	200	0.18

**Sub-Total** : **1.62**

**Costo Total de herramientas de trabajo** : **1.62**

**COSTO TOTAL VARIABLE DIRECTO (US\$/Guardia)** : **286.26**

### COSTO FIJO INDIRECTO

Guardias Disponibles por mes : 60 Gdias.

Incidencia en la liquidación Mensual : 43 %.

### 1. Costo Mensual de Mano de Obra

Indirecta Supervisión y Empleados : 13772.89

**Costo de Mano de Obra Indirecta por Guardia** : **98.71**

## 2. Costo de EPP de Seguridad para Supervisión y Empleados

Cuadro N° 31: Costo de EPP de Seguridad para Supervisión y Empleados

DESCRIPCIÓN	Cant.	Costo Unit. US\$	Incidencia (%)	Costo US\$/Guardia.
Ing. Residente	1.00	1.78	10	0.178
Ing. De Seguridad	1.00	1.78	15	0.267
Ing. Jefe de Guardia	1.00	1.78	25	0.445
Capataz	1.00	1.78	25	0.445
Bodeguero	1.00	1.78	10	0.178
Lamparero Mecánico de Perforación.	1.00	1.78	5	0.089
Mecánico Eléctrico	1.00	1.78	5	0.089
Almacenero	1.00	1.78	5	0.089

**Sub-Total** **100 %:** **1.78**

**3. Costo Fijo Mensual de Alimentación** : 3052.31

Costo de Alimentación por Guardia : 21.87

Costo Fijo Mensual de Movilización de Personal : 2215.38

Costo de Movilidad de Días Libres por Guardia : 15.88

**4. Costo Fijo Mensual de Servicio de Movilidad y Otros** : 5256.00

Costo Fijo de Servicio de Mov. Y Otros por Guardia : 37.67

**COSTO TOTAL FIJO INDIRECTO** : **175.91**

**TOTAL COSTO VARIABLE Y FIJO** : **462.17**

## COSTOS FIJOS GENERALES

Cuadro N° 32: Costo Fijos Generales

DESCRIPCIÓN	% Del Costo Total Variable y Fijo	Costo US\$/Guardia
Gastos Generales y Administrativos	10	46.22
Contingencias e Imprevistos	5	23.11
Utilidad	10	46.22

**COSTO TOTAL FIJO GENERAL : 115.55**

Cuadro N° 33: Costo total Fijo General

<b>COSTO TOTAL POR GUARDIA</b>	<b>US\$/Guardia</b>	<b>577.72</b>
<b>COSTO TOTAL POR M<sup>3</sup></b>	<b>US\$/M<sup>3</sup></b>	<b>3.24</b>
<b>COSTO TOTAL POR TONELADA ROTA</b>	<b>US\$/TM</b>	<b>1.32</b>

### CÁLCULO DE COSTOS EN SUBNIVELES DE SECCIÓN 1.20x2.10 M<sup>2</sup>

#### DURANTE UNA GUARDIA

Datos de la labor:

Labor	:	Subnivel Ventana OP Tajo 190
Tipo de roca	:	Media a dura
Ancho de minado	:	1.20 m
N° de taladros perforados	:	26 taladros/guardia.
N° de taladros cargados	:	25 taladros.
Longitud de perforación	:	8 pies.
Avance por disparo	:	1.80 m
Densidad del mineral	:	2.7 TM/m <sup>3</sup> .
<b>Volumen roto por disparo</b>	<b>:</b>	<b>4.54 m<sup>3</sup>.</b>

Tonelaje roto por disparo : 12.26 TM.  
 T.C. : S/. 3.25/US\$.

## COSTO VARIABLE DIRECTO

### 1. Costo de Mano de Obra Directa

Cuadro N° 34: Costo de Mano de Obra Directa

OBREROS	Unidad	Incidencia	Jornal S/.	Jornal US\$	Costo US\$/Guardia
Perforista	Tareas	100 %	41.00	12.62	12.62
Ayu. Perforista	Tareas	100 %	37.97	11.68	11.68
Motorista	Tareas	19 %	41.00	12.62	2.40
Ayu. Motorista	Tareas	19 %	37.97	11.68	2.22
<b>Sub-Total</b>				<b>:</b>	<b>28.92</b>

Leyes y Beneficios Sociales : 94.06 %

Costo Total por Mano de Obra Directa : 56.12

### 2. Costo de Perforación y Voladura

#### e. Equipo de Perforación

Costo Horario de máquina perforadora : 3.10

Tiempo efectivo de perforación (horas) : 1.75

**Costo US\$/Guardia : 5.43**

#### f. Aceros de Perforación

Cuadro N° 35: Costo de Aceros de Perforación en subniveles

ACEROS	Tal. Perfora.	Pies Perforados	Vida Útil (pies)	Precio Unitario US\$	Costo US\$/Guardia
Barra Cónica	40	147.38	1500	70.00	6.87
Broca Desc.	40	147.38	200	11.00	8.10
<b>Sub-Total</b>				<b>:</b>	<b>14.97</b>

#### g. Mangueras y Accesorios

Cuadro N° 36: Costo de Mangueras y Accesorios en Subniveles

DESCRIPCIÓN	Unidad	Cantidad	Precio Unitario US\$	Vida (Guardias)	Costo US\$/Guardia
Manguera de 1"	Metros	30	2.50	300	0.25
Manguera de ½ "	Metros	30	1.30	300	0.13
Aceite de Perforad.	Galones	0.25	4.09	600	0.02
<b>Sub-Total</b>					<b>: 0.382</b>

#### h. Explosivos y Accesorios

Cuadro N° 37: Costo de Explosivos y Accesorios en subniveles

DESCRIPCIÓN	Unidad	Tal. Cargados	Cant. Por taladro	Precio Unitario US\$	Costo US\$/Guardia
Semexsa 65%	Cart.	26	7	0.16	29.12
Semexsa 80%	Cart.	26	1	0.43	11.18
CARMEX	Pza.	26	2 por Disp.	0.90	1.80
MININEL	Pza.	26	1	0.96	24.96
<b>Costo Total de Perforación y Voladura</b>					<b>: 67.06</b>

### 3. Costo de Implementos de Seguridad

Cuadro N° 38: Costo de Implementos de Seguridad en subniveles

DESCRIPCIÓN	Cant.	Costo US\$/Unidad	Incidencia (%)	Costo US\$/Guardia
Perforista	1.00	2.24	100	2.24
Ayudante Perforista	1.00	2.24	100	2.24
Motorista	1.00	1.78	19	0.34
Ayudante Motorista	1.00	1.78	19	0.34
<b>Sub-Total</b>				<b>: 5.16</b>

**Costo Total de Implementos de Seguridad : 5.16**

### 4. Costo de Herramientas de Trabajo

Cuadro N° 39: Costo de Herramientas de trabajo en subniveles

DESCRIPCIÓN	Unid.	Cant.	Costo Unit. (US\$)	Vida útil (Gdias.)	Costo US\$/Guardia
Pico	Pza.	1.00	5.30	60	0.09
Comba de 16 lbs.	Pza.	1.00	13.30	75	0.18
Mochilas	Pza.	2.00	10.60	150	0.07

Carretilla	Und.	1.00	27.62	50	1.81
Arnés de Seguridad	Und.	2.00	104.45	150	0.70
Línea de Vida	Und.	2.00	28.96	150	0.19
Lampa minera	Pza.	1.00	6.28	30	0.21
Llave Steelson 14"	Pza.	1.00	36.78	200	0.18

**Sub-Total : 3.43**

**Costo Total de herramientas de trabajo : 3.43**

**COSTO TOTAL VARIABLE DIRECTO (US\$/Guardia) : 152.55**

### **COSTO FIJO INDIRECTO**

Guardias Disponibles por mes : 60 Gdias.

Incidencia en la liquidación Mensual : 10 %.

#### **1. Costo Mensual de Mano de Obra**

Indirecta Supervisión y Empleados : 13772.89

**Costo de Mano de Obra Indirecta por Guardia : 22.95**

#### **2. Costo de EPP de Seguridad para Supervisión y Empleados**

Cuadro N° 40: Costo de EPP de Seguridad para supervisión y empleados en  
subniveles

<b>DESCRIPCIÓN</b>	<b>Cant.</b>	<b>Costo Unit. US\$</b>	<b>Incidencia (%)</b>	<b>Costo US\$/Guardia.</b>
Ing. Residente	1.00	1.78	10	0.178
Ing. De Seguridad	1.00	1.78	15	0.267
Ing. Jefe de Guardia	1.00	1.78	25	0.445
Capataz	1.00	1.78	25	0.445
Bodeguero	1.00	1.78	10	0.178
Lamparero Mec. De Perfo.	1.00	1.78	5	0.089
Mecánico Eléctrico	1.00	1.78	5	0.089
Almacenero	1.00	1.78	5	0.089

	<b>Sub-Total</b>	<b>100 %</b>	<b>:</b>	<b>1.78</b>
3.	Costo Fijo Mensual de Alimentación		:	3052.31
	Costo de Alimentación por Guardia		:	5.08
4.	Costo Fijo Mensual de Movilización de Personal		:	2215.38
	Costo de Movilidad de Días Libres por Guardia		:	3.70
5.	Costo Fijo Mensual de Servicio de Movilidad y Otros		:	5256.00
	Costo Fijo de Servicio de Mov. Y Otros por Guardia		:	8.76
	<b>COSTO TOTAL FIJO INDIRECTO</b>		<b>:</b>	<b>42.27</b>
	<b>TOTAL COSTO VARIABLE Y FIJO</b>		<b>:</b>	<b>194.82</b>

### **COSTOS FIJOS GENERALES**

Cuadro N° 41: Costos Fijos Generales en subniveles

DESCRIPCIÓN	% Del Costo Total Variable y Fijo	Costo US\$/Guardia
Gastos Generales y Administrativos	10	19.50
Contingencias e Imprevistos	5	8.75
Utilidad	10	19.50

**COSTO TOTAL FIJO GENERAL : 47.75**

Cuadro N° 42: Costo Total Fijo General

<b>COSTO TOTAL POR GUARDIA</b>	<b>US\$/Guardia</b>	<b>242.57</b>
<i>COSTO TOTAL POR M DE AVANCE</i>	<b>US\$/M Avance</b>	<b>134.76</b>
<b>COSTO TOTAL POR M<sup>3</sup></b>	<b>US\$/M<sup>3</sup></b>	<b>53.43</b>

### **5.5 Seguridad y plan de emergencias**

El Programa Anual de Seguridad incluye a toda la U. M. Selene, orientada a un esfuerzo laboral de 1164 Colaboradores, distribuidos entre personal de Cía. y Contratistas Mineros de Mina y Superficie; quienes de una forma u otra, están expuestos a diferentes tipos de peligros propios de la actividad

minera, tales como: mina subsuelo (desprendimiento de rocas y derrumbes), Superficie (movimientos de equipos pesados, trabajo a diferente nivel, máquinas en movimiento), talleres (máquinas/herramientas).

Los objetivos para la Compañía Minera ARES S.A.C. – U. M. Selene, para el año 2009, se está determinado que sean cuantitativas y mensurables con relación a los Estándares de Seguridad prioritarios que venimos desarrollando, asimismo que sean realistas, desafiantes y alcanzables.

### ***Objetivos Generales***

Son los que señala el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera D.S. N° 046 -2001-EM.

-Promover y mantener al más alto grado de bienestar físico, mental y social de los trabajadores mineros metalúrgicos de la Unidad.

-Proteger a los trabajadores de los riesgos resultantes de los agentes nocivos con motivo de sus ocupaciones.

-Ubicar y mantener a los trabajadores de manera adecuada de acuerdo a sus aptitudes fisiológicas y psicológicas.

-Evitar el desmejoramiento de la salud causada por las condiciones de trabajo.

-Proteger las instalaciones y propiedades de la Empresa, con el fin de garantizar las fuentes de trabajo y mejorar la productividad.

-Eliminar o restringir las posibilidades de actos destructivos intencionales contra las instalaciones y otros activos de los centros laborales.

### ***Objetivos Específicos***

Los objetivos específicos se han establecido de acuerdo al análisis o diagnóstico de los accidentes ocurridos durante el año 2008 en la U.M. Selene, estableciendo los siguientes objetivos:

-Continuar la implementación del SIG HOCHSCHILD MINING – DNV, en la U.M. Selene, desarrollando y mejorando los Estándares, Procedimientos y Registros del Sistema, herramientas que nos ayudará alcanzar la excelencia en seguridad, de acuerdo a Estándares Internacionales.

-Continuar con la Programación de Inspecciones de Seguridad en todas las áreas y Empresas Contratistas para la identificación de peligros y evaluación de los riesgos potenciales detectados para dar su prioridad y corrección oportuna ha estas desviaciones, para evitar lesiones, enfermedades y pérdidas o daños en la Unidad Minera Selene.

-Continuar con la internalización continua a nuestros Colaboradores mediante el entrenamiento, utilizando los Folletos de Inducción del Sistema Integrado de Gestión HOCHSCHILD MINING – DNV en Seguridad, Salud Ocupacional, Políticas, Visión - Misión y Valores de la Empresa.

-Continuar con el Programa de Orden y Limpieza establecido en la Unidad Minera, en los cambios de guardia, con participación e involucramiento de los Colaboradores de Cía. y Contratistas Mineros.

- Programar visitas técnicas de Benchmarking a las empresas mineras con mejores resultados en seguridad a nivel Nacional e Internacional (aprendiendo de otros).
- Difundir y publicar Estándares de Diseño, Estándares Operacionales y Procedimientos desarrollados en nuestras actividades, con la participación de los Supervisores y colaboradores de Cía y Contratista Mineros, continuar con la preparación de los Procedimientos operativos de trabajo en las diferentes áreas de la Unidad que servirán para medir la performance de cada actividad garantizando su seguridad.
- Continuar la capacitación a todos los conductores de vehículos livianos, volquetes y equipos pesados, en “Manejo defensivo”.
- Continuar con las reuniones diarias de seguridad analizando las causas básicas de los incidentes reportados por los colaboradores y supervisión en general, para corregir oportunamente las desviaciones y difundirlos en reuniones grupales en los cambios de turno para evitar su recurrencia.
- Continuar con las reuniones semanales y mensuales de seguridad con la supervisión de Cía y Contratistas Mineros, para el análisis correspondiente de las estadísticas de seguridad en la U. M. Selene, y dar reconocimiento a las áreas que mejores logros obtuvieron.
- Continuar con el Plan de Capacitación 2009 (in house y externo), dirigido a la supervisión de primera línea, en temas de seguridad y los solicitados por las diferentes áreas.

## **Plan de Emergencias**

La Gerencia de la Unidad, en coordinación con las Superintendencias y Jefaturas de Departamentos de área, han diseñado un Plan de Manejo de Emergencias, de acuerdo al SIG HOCHSCHILD MININD – DNV, considerando las más relevantes posibles en nuestra Operación. Conformando las brigadas de Rescate Minero, Contra Incendio, Primeros Auxilios, Protección Química y Protección Privada.

Los objetivos de este Plan de emergencia son los siguientes:

Determinar un procedimiento para la plataforma de respuesta frente a la ocurrencia de emergencias proporcionando una guía para la correcta aplicación funcional de los Planes de Emergencia y Capacidad de Respuesta del Sistema de Gestión de Seguridad, Salud y Medio Ambiente OHSAS18001-ISO 14001 con la finalidad de:

- Proporcionar una respuesta efectiva en caso de emergencias.
- Minimizar los daños a las personas, equipos, instalaciones y procesos que resulten de la emergencia.
- Informar oportunamente de la emergencia a los diferentes niveles de la organización y de ser necesario a las autoridades gubernamentales.
- Asegurar la participación de organismos e instituciones externas en los casos que sea necesario.

- Obtener información necesaria para posterior difusión interna y externa con la posibilidad de tomar medidas preventivas y evitar que vuelva a ocurrir el accidente.

### **Principales Planes de Emergencia en U. M. Seleno**

- Evacuación y primeros Auxilios
- Derrumbes
- Derrames de sustancias peligrosas
- Incendios y Explosiones
- Inundaciones, ruptura del dique en presa de relaves
- Intoxicación masiva
- Accidente de tránsito fuera de mina.

## CAPITULO VI

### 6.0 CONCLUSIONES

-Toda producción depende de un estricto control de tiempos, el mismo que nos ayudara a planificar de una mejor forma nuestro trabajo del día.

-Un reporte bien detallado en cuanto a utilización de los equipos, nos ayudara a corregir y mejorar el uso de los mismos. Todas las labores en mina son mutuamente indispensables.

-La administración del tiempo es un recurso que se debe aprender a administrar, teniendo en cuenta que se trata de un recurso perecible que no se puede almacenar; es fácil su derroche y es mucho lo que se va de él sin haberlo utilizado adecuadamente.

Por lo general el reparto de herramientas demora en promedio aproximadamente 30 minutos, con 300 trabajadores se tendría 9000 minutos o 150 horas/día, equivalentes a 461.82 \$/día y teniendo la impresionante suma de 168,560 \$/año.

-Con los parámetros de los estándares de producción obtenidos, dio oportunidad a elevar la producción de 750 a 1000 TMS/Día, realizando cambio y mejoras en algunas labores, como por ejemplo los tajos de Shrinkage Convencional pasaron a Tajos de Corte y Relleno Semimecanizado, al tener cajas con rocas adecuadas para el tipo de minado y adecuándose chimeneas para abastecer relleno detrítico desde superficie.

-Un trabajo estándar es sinónimo de menos pérdida de tiempo y de un mayor rendimiento en el área de trabajo. Es indispensable el continuo y adecuado mantenimiento de vías y equipos, para evitar demoras y pérdidas en el ciclo de minado

-Es importante tener un control en la voladura de rocas, para no tener trozos de rocas de gran dimensión, por que ello representa demora en la limpieza con el Scooptram, en el carguío a los camiones y en general para toda la operación.

-Esta última conclusión, hace que se incremente el costo operativo, pues se tiene que consumir mas explosivo en la rotura de trozos de rocas o disponer de personal adicional para eliminarlos utilizando combos y; por consiguiente atentando contra la seguridad del trabajador.

## **CAPITULO VII**

### **7.0 RECOMENDACIONES**

-Todos somos un equipo y debemos trabajar de forma unida, con el único objetivo de sacar adelante la empresa para la cual trabajamos.

-Otro aspecto a tomar muy en cuenta es el manejo de personal. Esto debido a que en la minería uno encuentra múltiples tipos de personalidades, con distintos niveles de educación y culturas. Es por este motivo que es muy importante conocer al personal y trabajar junto a ellos.

-Mejorar el tipo de relleno en los tajos, con material de grano medio a grueso para facilitar el movimiento de los scoops.

-Es necesario que el personal de todos los niveles de la organización, se encuentren con disposición al cambio y mejora continua para lograr los objetivos trazados.

-Mejorar la voladura para evitar sobre tiempos en labores como desquiches.

- Dotar de herramientas mínimas y necesarias a cada labor, para que el trabajador se dirija directamente a su zona de trabajo.

-En labores angostas, donde se presenten cuñas que impidan el paralelismo de taladros del jumbo, se deberá perforar tipo abanico, de acuerdo al ancho de la veta, para poder contar con una sección apropiada en el siguiente corte.

-Proveer de rejillas de clasificación de bancos en los echaderos de mineral o chimeneas de mineral.

-Es necesario que el personal de todos los niveles de la organización, se encuentren con disposición al cambio y mejora continua para lograr los objetivos trazados.

## CAPITULO VIII

### BIBLIOGRAFIA

-**Agreda Turriate Carlos (2006)**, Apuntes del Curso de Voladura de Rocas, UNI-FIGMM.

-**Banco Mundial (1994)**, Libro de consulta para evaluación ambiental, Washington.

-**Borisov S, Klovov M, Gornovoi B.(1976)**, Labores Mineras.Editorial Mir Moscu.

-**Bureau of Mines (1998)**. Mine drainage end surface mine reclamation Pennsylvania, American Society for Surface Mining and Reclamation.

-**Compañía Minera Ares S.A.C. U.M. Selene (2009)**, Programa Anual de Seguridad e Higiene Minera 2009

-**Compañía Minera Ares, Unidad Minera Selene – Explorador (2005)**, Informe de los trabajos desarrollados sobre el mineral de mina.

-**EXSA**, Manual práctico de voladura. 4ta edición.

-**INRENA**, "Mapa Ecológico del Perú", Zonas de Vida.

-**INSTITUTO GEOFÍSICO DEL PERÚ**, Catálogo Sísmico del Perú, Intensidades & Sísmicas".

-**Marsden, John y House**, "The chemistry of Gold Extraction".

-**Ministerio de Energía y Minas**. [WWW.MEM.GOB.ORG](http://WWW.MEM.GOB.ORG)

-**Pariseau William G**, Design Analysis in rock mechanics, ISBN: 948-0-415-40357-3.

-**Quintana Alvarez Juan**, (2002) Informe de Ingeniería de la Operaciones en Cia. Minera Arcata.

-**The Mining Association of Canadá** (1998) Manuel de operación, mantenimiento y vigilancia [www.mining.ca](http://www.mining.ca)

-**XXVIX CONVENCION DE INGENIEROS DE MINAS** (2009), Temas de Minería, Arequipa – Perú.

-**XXVIII CONVENCION DE INGENIEROS DE MINAS** (2007), Temas de Minería, Arequipa – Perú.

-**XXVII CONVENCION DE INGENIEROS DE MINAS** (2005), Temas de Minería, Arequipa – Perú.

-**XXVI CONVENCION DE INGENIEROS DE MINAS** (2003), Temas de Minería, Arequipa – Perú.

-**Villas Boas, RC., Barreto, ML.** (2000), *Cierre de minas: Experiencias en Iberoamérica*. Río de Janeiro: CYTED.

---

## CAPITULO IX

### 9.0 ANEXOS

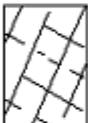
#### AREA: GEOTECNIA Registro Lineal del Tajo 732

REGISTRO LINEAL											
UBICACIÓN: Tajeo 732 DIMENSION DEL DOMINIO ESTRUCTURAL: 67 metros TIPO DE ROCA:							CIA MINERA ARES S.A.C. UNIDAD SELENE-EXPLORADOR DEPARTAMENTO: GEOTECNIA RQD : FECHA:				
N° DISCONTINUIDAD	DISTANCIA A LA INTERSECCION DE LA DISCONTINUIDAD (m)	TIPO DE ESTRUCTURA	ORIENTACION		ESPACIADO (cm)	PERSISTENCIA (m)	TERMINACION	APERTURA (cm)	RUGOSIDAD	TIPO DE RELLENO	ONDULACION
		F: falla J: junta	AZIMUT	BUZAMIENTO	1. > 50 2. 50 - 30 3. 30 - 10 4. 10 - 0	1. > 5 2. 3 - 5 3. 1 - 3 4. 0 - 1	1. Otra disc. 2. Roca intacta 3. Continua	1. Cerrada 2. M. ang < 0.1 3. Ang. 0.1 4. Ab. 1 5. M. ab 5	1. Muy rug. 2. Rugosa 3. Med. Rug. 4. Lig. Rug. 5. Lisa	1. Limpio 2. Cuarzo 3. Arcillas 4. No Determ	1. Lineal 2. Ondulada
1	0.00	J	259 N	81 NW	-	3	3	1	4	1	
2	0.45	J	257 N	76 NW	2	3	2	1	4	1	1
3	0.95	J	254 N	86 SE	1	3	2	1	4	1	1
4	3.25	J	243 N	84 NW	1	1	3	2	4	1	1
5	5.15	J	239 N	80 SE	1	3	2	1	4	1	1
6	6.35	J	247 N	78 NW	1	3	3	1	4	1	1
7	8.05	J	246 N	79 NW	1	4	2	1	4	1	1
8	8.85	J	248 N	84 NW	1	3	2	1	4	1	1
9	9.70	J	243 N	88 SE	1	3	2	1	4	1	1
10	9.95	J	243 N	81 SE	3	3	2	1	4	1	1
11	10.45	J	245 N	83 NW	1	3	3	1	4	4	1
12	10.80	J	244 N	89 NW	2	4	2	1	4	4	1
13	12.10	J	247 N	75 NW	1	3	2	1	4	1	1
14	13.30	J	244 N	84 NW	1	3	2	1	4	1	1
15	17.60	J	241 N	90	1	1	1	1	4	1	1
16	17.95	J	239 N	88 NW	2	1	1	1	4	1	1
17	18.40	J	244 N	87 SE	2	1	1	2	4	1	1
18	19.20	J	266 N	60 SE	1	3	2	2	4	2	1
19	19.45	J	268 N	57 SE	3	3	2	2	4	2	1
20	19.75	J	268 N	51 SE	2	3	2	1	4	1	1
21	20.05	J	262 N	67 SE	2	3	2	2	4	1	1
22	21.55	J	258 N	56 SE	1	3	2	1	4	1	1
23	22.15	J	259 N	58 SE	1	1	3	4	4	1	1
24	22.25	J	260 N	60 SE	4	1	3	4	4	1	1
25	24.25	J	256 N	59 SE	1	1	1	2	4	1	1
26	25.05	J	250 N	62 SE	1	1	1	2	4	1	1
27	27.75	J	257 N	66 SE	1	2	1	1	4	1	1
28	30.65	J	255 N	59 SE	1	2	1	2	4	1	1
29	31.75	J	252 N	56 SE	1	1	3	3	4	1	1
30	33.25	J	232 N	80 SE	1	3	3	2	4	1	1
31	34.05	J	223 N	68 SE	1	3	3	2	4	1	1
32	34.35	J	233 N	70 SE	2	3	2	2	4	1	1
33	35.15	J	278 N	81 NW	1	1	3	3	4	1	1
34	36.55	J	243 N	90	1	2	1	1	4	1	1
35	37.70	J	274 N	80 SW	1	3	3	1	4	1	1
36	39.30	J	233 N	86 SE	1	2	3	2	4	1	1
37	39.90	J	222 N	88 SE	1	2	3	2	4	1	1
38	40.90	J	245 N	84 SE	1	3	3	2	4	1	1
39	42.10	J	233 N	83 SE	1	2	3	2	4	4	1
40	42.70	J	215 N	77 SE	1	1	3	2	4	1	1
41	43.20	F	224 N	61 NW	1	1	3	2	4	2	1
42	43.95	F	230 N	76 NW	1	1	3	4	4	2	1
43	45.20	F	257 N	90	1	1	3	4	4	2	1
44	45.60	F	273 N	83 SW	2	1	1	2	4	1	1
45	46.80	F	226 N	78 NW	1	1	1	3	4	1	1
46	47.80	F	245 N	72 SE	1	1	1	3	4	1	1
47	48.15	J	229 N	73 NW	1	1	3	4	4	1	1
48	50.65	J	221 N	90	1	2	1	2	4	1	1
49	53.05	J	237 N	88 NW	1	1	3	4	4	1	1
50	54.40	J	233 N	85 SE	1	2	3	1	4	1	1
51	57.70	J	236 N	90	1	2	3	2	4	1	1
52	59.95	J	234 N	88 SE	1	3	3	2	4	1	1
53	62.95	J	237 N	85 NW	1	1	1	1	4	1	1
54	66.75	J	233 N	82 NW	1	1	3	1	4	1	1

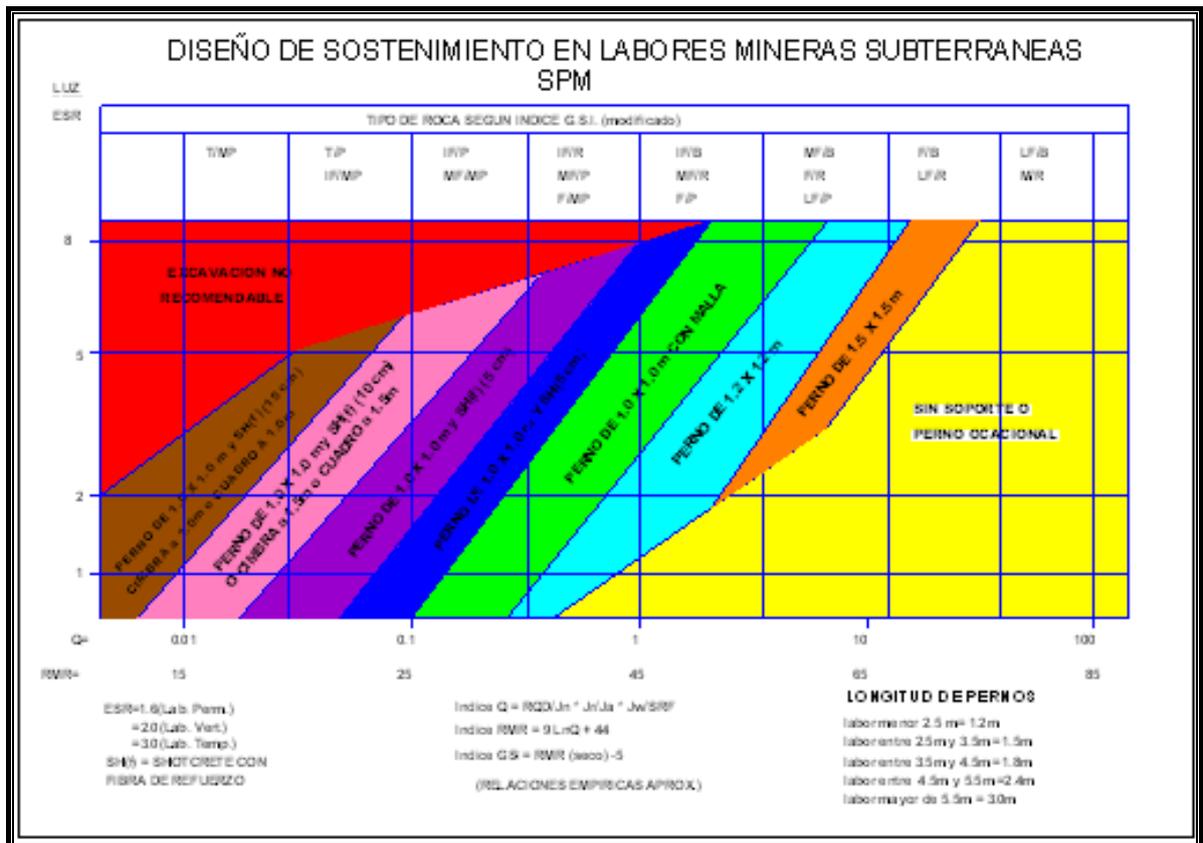
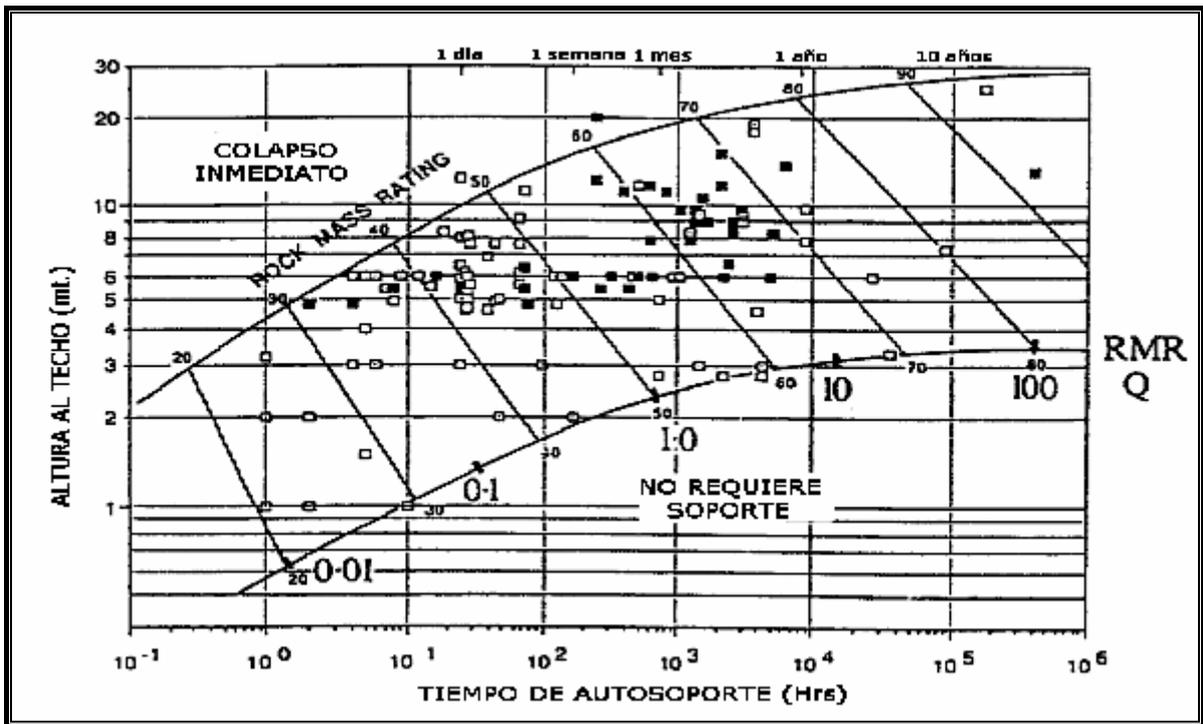
## **Cálculo del GSI en el Tajo 732**

Para el cálculo del índice GSI se debe seguir los siguientes pasos:

- 1) Medir 1 m<sup>2</sup> en una zona representativa del macizo rocoso.
- 2) Contabilizar el número de fracturas dentro del m<sup>2</sup> escogido.
- 3) Golpear con la picota para determinar la resistencia de la roca.
- 4) Identificar los posibles castigos como:
  - Presencia de agua
  - Material fino como (panizos)
  - Presencia de fallas
  
- 5) Utilizando los datos mencionados anteriormente se procede a calcular los índices GSI y RMR mediante la siguiente tabla.

CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGUN CSI MODIFICADO		CONDICION SUPERFICIAL				
<p>Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal, medidas insitu con un flevometro la mala voladura afecta esta conditon. La resistencia se determina golpeado o indentando la roca con una picota, se toma en cuenta la rugosidad, alteracion de paredes y relleno de las discontinuidades.</p> <p><b>RMR (en seco)</b></p> <p>La descripción cualitativa del macizo rocoso en función del grado de fracturamiento (condición estructural) y resistencia (condición de discontinuidades y masa rocosa) se asocian con un intervalo de valores que se han relacionado al índice RMR, en condiciones secas sin ningún tipo de correcciones.</p>						
<p><b>ESTRUCTURA</b></p>						
 <p><b>LEVEMENTE FRACTURADA.</b> TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (ROD 75 - 90) (2 A 6 FRACT. POR METRO) (ROD = 115 - 33 Jn)</p>	95 LF/MB	90 LF/B	80 LF/R	70 LF/P	60 LF/MP	
 <p><b>MODERADAMENTE FRACTURADA.</b> MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (ROD 50 - 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO)</p>	85 F/MB	80 F/B	70 F/R	60 F/P	50 F/MP	
 <p><b>MUY FRACTURADA.</b> MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (ROD 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)</p>	75 MF/MB	70 MF/B	60 MF/R	50 MF/P	40 MF/MP	
 <p><b>INTENSAMENTE FRACTURADA.</b> PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (ROD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)</p>	65 IF/MB	60 IF/B	50 IF/R	40 IF/P	30 IF/MP	
 <p><b>TRITURADA O BRECHADA.</b> LICERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISCREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN ROD)</p>	55 T/MB	50 T/B	40 T/R	30 TP	20 T/MP	

- Luego de hallar el RMR y el GSI del macizo rocoso deseado, procedemos a medir la altura y la luz de la labor inspeccionada
- Mediante estos datos y la siguiente tabla se puede determinar el tiempo de auto-sostenimiento o el mejor tipo de sostenimiento a utilizar.



Siguiendo los pasos mencionados obtenemos el GSI para el tajo 732

<b>GSI TAJEO 732.</b>			
-		-	
	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3
Ubicación	Entrada lado SUR	Parte central	Lado NORTE
N° Fracturas	10 fracturas por m2	Zona de Falla	9 Fracturas por m2
Golpes con Picota	2 Golpes	2 a 3 Golpes	2 Golpes
Castigo	Ninguno	Material suave alrededor de la falla	Ninguno
Calidad Según GSI	F/R	T/P	F/R

Azimut	258 N	Prueba 1	<b>RESULTADO:</b>  <b>CUATRO SISTEMAS</b>
	244 N	Prueba 1	
	235 N	Prueba 3	
Falla	257 N	Prueba 2	



## ÁREA: SEGURIDAD

### REGISTRO DE MONITOREO DE CO – MCO (Mar-07)

Ing: Álvaro Torres Cornejo

Superintendente SMA

Referencia: Monóxido de Carbono (CO) unidades - Interior mina - Superficie

Mediante el presente, informo los resultados de la medición de CO en los equipos diesel que operan en interior mina, realizado el día 24 del presente mes:

- Equipo utilizado: MSI 150 DRAGUER
- Fecha de Muestreo: 24/03/07
- Monitoreado por: Jorge Taipe Meza / Daniel Serkovic Moreno
- Según el D.S. Nº 046-2001 - EM, Cap. II, Sub Capítulo Nueve, Art. 87, establece que: cuando la emisión de gases por el escape de la máquina exceda de mil (1000) ppm de monóxido de carbono y de vapores nitrosos, medidos en las labores subterráneas, se proceda a la suspensión inmediata de la maquina
- Para las unidades de superficie también se considera como LMP, 1000 ppm.
- Las unidades móviles que superan el LMP, se paraliza hasta que realicen su mantenimiento y evaluación, para su reingreso a las labores.

ITEM	EQUIPO		E.E	LUGAR DE MONITOREO	RESULTADO CO (ppm)	LMP CO (ppm)	OBSERVACIÓN
1	Camioneta	PIQ-232	INFRAESTRUCTURA	Rampa Fénix	271	1,000	No excede LMP
2	Camioneta	VHL-010	CIA	Rampa Fénix	1204	1,000	Excede el LMP
3	Camioneta	VHL-005	GEOLOGIA	Rampa Fénix	1225	1,000	Excede el LMP
4	Camioneta	VHL-003	PLANTA	Rampa Fénix	1,127	1,000	Excede el LMP
5	Camioneta	PIT – 606	MINA	Rampa Fénix	363	1,000	No excede LMP
6	Camioneta	PIS-183	COSAPI	Rampa Fénix	633	1,000	No excede LMP
7	Camioneta	PIT-625	COSAPI	Rampa Fénix	1210	1,000	Excede el LMP
8	Camioneta	OH-6449	GEODRILL	Rampa Fénix	415	1,000	No excede LMP
9	Camioneta	VH-006	MANTENIMIENTO	Rampa Fénix	1205	1,000	Excede el LMP
10	Camioneta	PIZ-969	SERGESUR	Rampa Fénix	1133	1,000	Excede el LMP
11	Camioneta	PIX-101	SERGESUR	Rampa Fénix	384	1,000	No excede LMP
12	Ambulancia	PIZ-818	CIA	Rampa Fénix	655	1,000	No excede LMP
13	Combi	RIY-033	COSAPI	Rampa Fénix	460	1,000	No excede LMP
14	Camioncito	XH-4384	ZEVALLOS	Rampa Fénix	1210	1,000	Excede el LMP

15	Camioncito	150348-1	ZEVALLLOS	Rampa Fénix	1264	1,000	Excede el LMP
16	Camioncito	XH-4744	GEODRILL	Rampa Fénix	1,130	1,000	Excede el LMP
17	Camioncito	XO-9148	TRANSDIR	Rampa Fénix	841	1,000	No excede LMP
18	Volquete	XO-9147	TRANSDIR	Rampa Fénix	847	1,000	No excede LMP
19	Volquete	XO-9445	TRANSDIR	Rampa Fénix	355	1,000	No excede LMP
20	Volquete	XO-9300	TRANSDIR	Rampa Fénix	259	1,000	No excede LMP
21	Volquete	XO-1280	TRANSDIR	Rampa Fénix	888	1,000	No excede LMP
22	Volquete	XO-2310	TRANSDIR	Rampa Fénix	710	1,000	No excede LMP
23	Volquete	WGB-194	TRANSDIR	Rampa Fénix	497	1,000	No excede LMP
24	Scoop	145	LA ESMERALDA	Rampa Fénix	1,069	1,000	Excede el LMP
25	Scoop TORO	007	CIA	Rampa Fénix	288	1,000	No excede LMP
26	Jumbo	LO-5D5865	CIA	Rampa Fénix	750	1,000	No excede LMP

## FOTOS

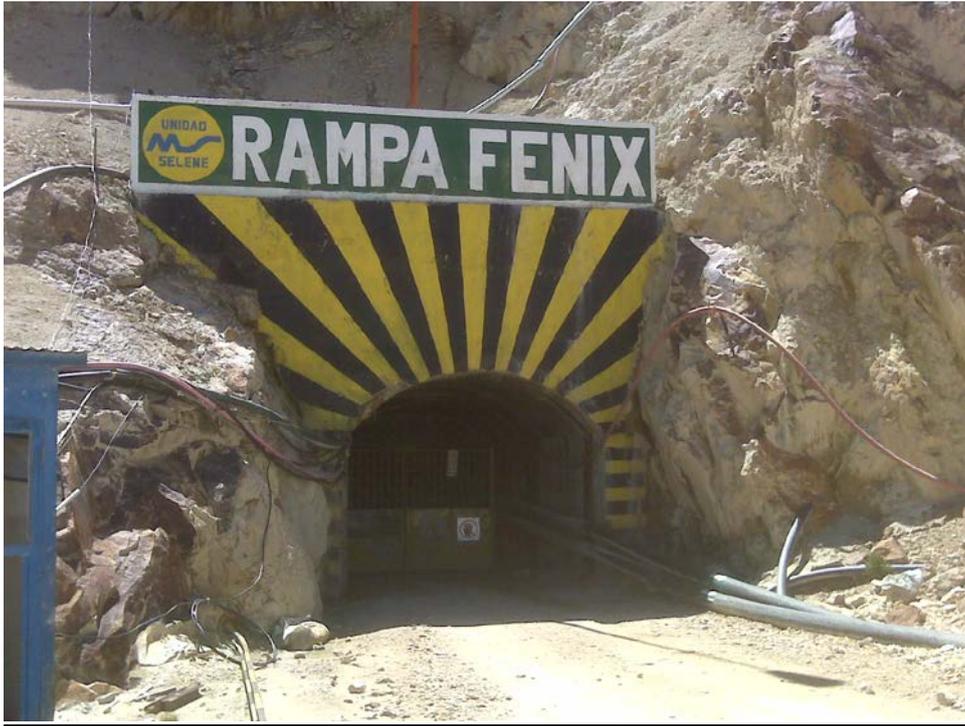


Foto N° 1: Entrada de la Bocamina – Rampa Fénix



Foto N°2: Vista de la Planta Concentradora



Foto N° 3: Inspeccionando la labor minera



Foto N° 4: Dentro de interior mina



Foto N° 5: Inspeccionando el avance



Foto N°6: Inspeccionando el flujo del mineral